

Appendix - 5 選 鉉 試 験

目 次

1. 序 言	1
2. 要 約	2
3. 試 料	5
4. 受入試料の節分と分析	6
4-1 銅精鉱	6
4-2 硫化鉄精鉱	8
4-3 尾鉱及び尾鉱サンド	10
4-4 ミルフィールドとランプオアー	11
4-5 坑内サンプル	12
5. 顕微鏡観察とEPMAによる分析	13
6. 選鉱試験	24
6-1 ワークインデックス	24
6-2 尾鉱の比重測定	28
6-3 バルク浮選試験	29
6-4 バルク優先浮選試験	40
7. 片刃鉱の繰返しによるバルク浮選の影響	50
8. 浮選成績の改善	53

List of Tables

Table- 1	List of Samples -----	5
Table- 2	Spectrum Analysis of Kilembe Concentrator Products -----	6
Table- 3	Chemical Analysis of Kilembe Concentrator Products -----	7
Table- 4	Screen Analysis of Copper Concentrate -----	9
Table- 5	Screen Analysis of Pyrite Concentrate -----	9
Table- 6	Screen Analysis of Tailing -----	9
Table- 7	Screening of Tailing Sand -----	10
Table- 8	Assay Result of Lump Ore -----	11
Table- 9	Assay Result of Underground Samples -----	12
Table-10	Point Analysis on Linnaeite Particles -----	14
Table-11	Point Analysis on Pyrite Particles -----	15
Table-12	Test Result of Grinding Work Index(1) -----	25
Table-13	Test Result of Grinding Work Index(2) -----	26
Table-14	A Measurement of Aparent Specific Gravity -----	28
Table-15	Levels of Test Conditions -----	30
Table-16	Screen Analysis of Flotation Feed -----	31
Table-17	Metallurgical Result(Test-1) -----	32
Table-18	Metallurgical Result(Test-2) -----	32
Table-19	Metallurgical Result(Test-3) -----	33
Table-20	Metallurgical Result(Test-4) -----	33
Table-21	Metallurgical Result(Test-5) -----	34
Table-22	Metallurgical Result(Test-6) -----	34
Table-23	Metallurgical Result(Test-7) -----	35
Table-24	Metallurgical Result(Test-8) -----	35
Table-25	Test Condition(Test-9) -----	41
Table-26	Metallurgical Result(Test-9) -----	43
Table-27	Screen Analysis of Tailing(Test-9) -----	43
Table-28	Test Condition(Test-10) -----	44
Table-29	Test Condition(Test-11) -----	44
Table-30	Metallurgical Result(Test-10) -----	45
Table-31	Metallurgical Result(Test-11) -----	45
Table-32	Test Condition(Test-12) -----	46
Table-33	Metallurgical Result(Test-12) -----	46
Table-34	Test Condition(Test-13) -----	51
Table-35	Metallurgical Result(Test-13) -----	52

Table-36	Test Condition(Test-14) -----	54
Table-37	Metallurgical Result(Test-14) -----	55
Table-38	Test Condition(Test-15) -----	56
Table-39	Metallurgical Result(Test-15) -----	57
Table-40	Screen Analysis of Tailing(Test-15) -----	57

List of Figures

Fig- 1	Size Distribution of Feed and Undersize -----	27
Fig- 2	Test Flowsheet(Test 1 - 8) -----	30
Fig- 3	Relationship between Flotation Time and Cu in Tailing-	36
Fig- 4	Relationship between Lime Addition and Tailing Grade -	36
Fig- 5	Relationship between Flotation Size and Copper in Tailing -----	37
Fig- 6	Test Flowsheet(Test 9 and 12) -----	41
Fig- 7	Test Flowsheet(Test 10 and 11) -----	42
Fig- 8	Cu-Recovery as a Function of Cu-Conc Grade-(1) -----	47
Fig- 9	Test Flowsheet(Test 13) -----	51
Fig-10	Test Flowsheet(Test 14) -----	54
Fig-11	Test Flowsheet(Test 15) -----	56
Fig-12	Cu Recovery as a function of Cu-Conc Grade-(2) -----	58

List of Photos

Photo- 1	Lump Ore -----	17
Photo- 2	Lump Ore -----	17
Photo- 3	Lump Ore -----	17
Photo- 4	Lump Ore -----	18
Photo- 5	Lump Ore -----	18
Photo- 6	Lump Ore -----	18
Photo- 7	Lump Ore -----	19
Photo- 8	Pyrite Concentrate -----	19
Photo- 9	Copper Concentrate -----	19
Photo-10	Scanning Emage on the Field of Photo-7-(1) -----	20/21
Photo-11	Scanning Emage on the Field of Photo-8 -----	22/23

1. 序 言

この試験は、キレンベ鉱山における選鉱操業の実態と、鉱石の選鉱性の把握を目的として行なった。これらの試験の結果は、操業プロセスの評価と改善に役立つことになろう。

試験は、操業各所の産物の、粒度や分離成績の解析を主体とした実態調査と、顕微鏡観察や浮選試験などを含む選鉱試験の2つの項目から構成される。

残念なことに、現地調査の時点には、選鉱操業はすでに休止されていた。そのため、当初予定していたような、詳細な実態調査（特に操業の過程における）は、実施できなかった。

しかし、現地で採取した鉱石サンプルを使用して実施した、選鉱試験の項目では、鉱石の性状及び選鉱性を理解するための、多くの情報を得ることが出来た。

これらの調査及び試験結果について報告する。

なお、この試験は、住友金属鉱山(株)別子事業所、新居浜研究所において実施したものである。

2. 要 約

キレンベ鉱山産銅鉛石について選鉱試験を実施した。その結果を要約すると次のとおりである。

- (1) 現地調査の時点では、選鉱操業はすでに休止されていたため、操業過程の実態調査は実施できなかった。しかし、持帰った鉛石サンプルについて種々の試験を行ない、鉛石の性状及び選鉱性について、多くの知見を得ることが出来た。
- (2) 現地の産物である、ミルフィールド、銅精鉛、硫化鉄精鉛、尾鉛について、化学分析及び篩分分析を実施した。分析の結果は、現地における分析値と同様の値を示した。
- (3) 鉛石中のコバルトとPyrite-Sとの比 (Co/Pyrite-S ratio) は、一部の例外はあるが、概ね 3×10^{-2} 程度である。
- (4) 本鉛石に含有される硫化鉛物は、Pyrite, chalcopyrite, pyrrhotite の他、少量の sphalerite, 微量の chalcocite 及び linnaeite (より厳密には siegenite) である。
- (5) 分析値から計算したミルフィールド中の硫化物の組成は、chalcopyrite 1 に対し、pyrite 2 である。pyrrhotite は、pyrite の 10 分の 1 以下である。
- (6) 顕微鏡下で観察した結果、本鉛石の硫化鉛物の粒度は概して粗く、特に、chalcopyrite と pyrite の結合は極めて単純であって、両者の単体分離は、非常に容易であると考えられた。

また、母岩と硫化鉛物との結合も概ね単純であるが、一部には母岩中に 10 ミクロン前後の chalcopyrite が散点した状態が見うけられる。

- (7) linnaeite 及び pyrite について、EPMAによる分析を実施した。その結果、linnaeite には Ni が含有されており、より厳密には siegenite であることがわかった。

また、pyrite には、場所によって違いがあるが、0.9~7%のコバルトが含有されている。(但し、このような品位の変化は、鉛物粒子中の非常に微小な部分についての变化であって、鉛物粒子全体で較べれば、このように大きな変化はないと考えられる。)

さらに、鉛石中に含有されるコバルトのうちの大部分(おそらくは80~90%以上)は pyrite に含有されており、残りは linnaeite として含有されていると推定された。

- (8) 鉛石のワークインデックスは、15.4 KWH/Tと測定された。

- (9) ランプオーを用いて、バルク浮選試験を実施した。その結果
- (9-a) バルク浮選時間は、15分を与えれば充分であると考えられた。
 - (9-b) バルク浮選のサイズは、 -200 mesh 50%程度が適当と考えられた。但し、他の浮選条件や摩鋳コストとの関係を検討する必要がある。
 - (9-c) バルク浮選において石灰を添加することについては、 2 kg/T 以上の添加により、pyriteは十分に抑制された。石灰の添加量を変えても、尾鋳のCu品位は殆んど変化がなかった。
- (10) ミルフィードを使用し、バルク浮選に引続き優先浮選を実施する、バルク優先浮選試験を行なった。

その結果

- (10-a) バルク浮選で石灰の添加量をかえて試験をしたが、尾鋳のCu品位に変化がなく(9-0)と同じ結果が得られた。つまり、本鋳石のchalcopyriteとpyriteの分離が非常に良好であることがわかる。
- (10-b) 優先浮選では、2回のクリーニングで30% Cuの銅精鋳が得られ、Cu品位は上がり易かった。
- (10-c) バルク浮選での石灰の添加量をかえても最終成績は変化がなく、28.5% Cuの銅精鋳で、Cu実収率は93.3%であった。
- (10-d) 硫化鉄精鋳中のCu品位は、バルク浮選での石灰添加量を増すと上昇する。しかし、そのCu分布率は一定で、変化しなかった。
- (10-e) 硫化鉄精鋳に含有されるCuのうち、約70%が片刃状であり、しかもそれは、脈石との片刃であった。
- (10-f) Cuの回収のみを目的とするのであれば、バルク浮選で石灰を使用して、優先浮選を容易にする方が好ましいが、pyriteの完全な回収を計るのであれば、バルク浮選で石灰を使用しない方法を探る事が望まれる。
- (10-g) 一組の試験産物について、コバルトの分析を行なったが、特にコバルトが濃縮される箇所は見られなかった。
- (10-h) 尾鋳の篩分分析を行なった結果、尾鋳の細かい粒分はCu品位が低い、粗い粒分では著しく高くなっていることが確認された。また、粗い粒分のCu粒子は、大部分が脈石との片刃であった。

これらの片刃粒子は、多少の摩鋳強化では単体分離しないと考えられるので、尾鋳品位を現状以下に下げるには、この片刃を浮かすことを意図しなくてはならない。

- (1) ランプオーで同様の試験を実施したが、銅精鋳品位28.5% Cu 実収率95%が得られた。この値は、ミルフィールドの成績にくらべて少し高い値であった。
- (2) バルク片刃を再摩鋳後、バルク浮選給鋳へ繰返すことが、尾鋳品位に与える簡単な試験を行なった。その影響は僅かであった。
- (3) 尾鋳中のCuと脈石の片刃を回収し、選鋳成績を改善するため、バルク浮選でケロシンを使用した。その試験の結果
 - (13-a) 尾鋳のCu品位は0.075%程度となり、従来の方法の尾鋳(0.11% Cu)にくらべて相当低下した。
 - (13-b) 尾鋳の篩分分析の結果、従来の方法の尾鋳にくらべ、特に粗い粒分のCu品位が下がっていることが知られた。
 - (13-c) 銅精鋳品位28.5% Cuの時のCu実収率は94.3%となり、従来の方法にくらべ、実収率で1%向上した。
 - (13-d) 捕収剤や浮選時間をさらに増加すると、尾鋳品位はさらに低下すると見受けられた。
 - (13-e) この試験の方法を実行する場合には、バルク片刃の再摩鋳とそのクリーニングに留意する必要があると考えられた。

3. 試 料

1978年3月13日、住友金属鉱山(株)別子事業所、新居浜研究所において下記の試料を受入れ、選鉱試験を実施した。なお、この試料は調査団が、調査期間中に採取したものである。

Table 1 Received Samples

Type of Samples	Sample Location	No. of Sample	Weight (kg)
Copper Concentrate	Kasese Filter Plant	1	2.6
Pyrite Concentrate A*1)	Kasese Pyrite Dam	1	2.1
Pyrite Concentrate B*1)	Kasese Pyrite Dam	1	2.2
Tailing *3)	Tailing Dam E	1	1.8
Tailing Sand *4)	Tailing Dam E	1	1.0
Mill Feed	Fine Ore Silo	1	11.1
Lump Ore	Stock Pile	1	73.7
Underground Sample	Underground Stope	6	8.1
Total		13	102.6

- * 1. ダムに堆積された Pyrite-conc のうち、比較的新しい部分
- * 2. 数年前に堆積されたと見られる部分
- * 3. Tailing 放流口から約 15m の位置に堆積された tailing
- * 4. 築堤用に分級された sand

4. 受入試料の篩分と分析

4-1 銅精鉱

銅精鉱の分光分析及び化学分析の結果は、Table2, Table3に一括して示す。

また、篩分分析の結果は、Table4に示した。

Table 2 Spectrum Analysis of Kilembe Concentrate Products

Sample	Mill Feed	Copper Concentrates	Pyrite Concentrates	Tailings
Cr	+ 5	(±)	+ 5	+ 5
Ca	+ 2	±	+ 3	+ 2
Ti	+	(±)	±	+ 2
Yn	+	+ 5	±	(±)
Na	+ 5	+ 5	+ 5	+ 5
Ag	+	+ 3	+	±
Cu	+ 5	+ 5	+ 5	+ 5
V	+ 3	(±)	±	+ 3
Mo	+	(±)	±	(±)
Al	+ 3	+	+ 3	+ 3
Bi	(±)	(±)	±	±
Ni	+ 5	+ 3	+ 5	+ 5
Co	+ 3	+ 2	+ 3	+ 3
Fe	+ 5	+ 5	+ 5	+ 5
Si	+ 5	+ 5	+ 5	+ 5
Mg	+ 5	+ 5	+ 5	+ 5
Sn	±	±	(±)	±
Pb	+	+	±	+
Mn	+ 5	+ 2	+ 3	+ 5
B	+ 3	±	+	+

The followings elements are - .

W, Cd, Ge, Pt, Sb, Au, Se, Te, As, Rh, Ir, Ru, Pd, Be, Ba

Table 3 Chemical Analysis of Kilembe Concentrator Products

Component	Sample	Mill Feed	Copper Concentrate	Pyrite Concentrate		Tailing
				A	B	
	Cu	1.87	26.35	0.35	0.10	0.28
	Sol. Cu *5)	0.01	1.22	-	-	0.01
	S	7.66	32.10	41.55	41.93	4.40
	Fe	10.95	28.26	36.44	35.48	8.20
	Insol.	63.83	4.88	12.81	11.64	71.90
	Co	0.21	0.18	1.27	1.30	0.14
	Ni	-	0.04	0.14	-	-
	Mo	-	0.01	-	-	-
	Pb	-	0.01	0.01	-	-
	Zn	0.012	0.12	0.004	-	-
	As	-	0.001	0.01	-	-
	Sb	-	0.01	-	-	-
	Bi	-	0.01	-	-	-
	Cd	-	0.0005	-	-	-
	Hg	-	0.0001	-	-	-
	Sn	-	0.01	-	-	-
	Se	-	0.01	0.01	-	-
	Te	-	0.01	-	-	-
	F	-	0.01	-	-	-
	Mn	-	-	0.02	-	-
	Water Sol. Cl	-	0.05	-	-	-
	SiO ₂	42.9	3.42	-	-	-
	Al ₂ O ₃	11.5	0.91	-	-	-
	CaO	5.81	0.71	-	-	-
	MgO	5.19	0.43	-	-	-
	Na ₂ O	3.47	-	-	-	-
	K ₂ O	0.96	-	-	-	-
	Au g/T	0.2	2.2	0.2	-	0.1
	Ag g/T	2	19	2	-	1
	Ig. Loss *6)	1.22	-	-	-	-
	Total	90.31	92.54	92.59	90.45	84.92

(Note)

*5 Sol. Cu ; Soluble copper dissolved when 100 ml of 5 wt. pct H₂SO₄ was added to 1 gram of sample and agitated for 1 hour.

*6 Ig. Loss: Ignition loss when heated at 600°C for 1 hour.

4-2 硫化鉄精鉱

硫化鉄精鉱の分光分析，化学分析，篩分分析の結果を，それぞれTable2, Table 3及びTable5 に示す。

硫化鉄精鉱のコバルト品位は，Table 3に示すように，1.27，1.30%であり，山元その他での分析値1.0～1.6%の範囲内であった。Table 5に示すように，篩分産物のコバルト分析値から計算すると，前記の値より若干高い値1.41%を得た。篩分試験は，湿式篩分を採用しており，その操作の間に，試料中の硫酸塩などが溶出して，コバルト品位に変化を来したものと考えられる。ちなみに，湿式篩分による重量の減少率は，試料Aで7%に達した。

試料BのCu含有量は0.10%であり，相当低い値を示している。これは，堆積期間中にCu分が酸化し，溶出したためと推定される。

Table 4 Screen Analysis of Copper Concentrate

Size (micron)	Wt %		Assay %		Distribution %	
		Passing	Cu	S	Cu	S
105	2.4	97.6	17.47	25.72	1.5	1.8
74	5.9	91.7	23.10	30.30	4.9	5.3
44	24.9	66.8	26.35	34.40	23.6	25.5
20	30.8	36.0	28.18	35.16	31.2	32.2
-20	36.0		29.95	32.95	38.8	35.2
Total	100.0		27.80	33.66	100.0	100.0

Table 5 Screen Analysis of Pyrite Concentrate

Size (micron)	Wt %		Assay %			Distribution %		
		Passing	Cu	S	Co	Cu	S	Co
105	2.5	97.5	0.67	10.96	0.34	8.6	0.7	0.6
74	5.5	92.0	0.58	31.20	1.03	16.4	4.1	4.0
44	34.3	57.7	0.21	44.98	1.53	37.1	36.7	37.4
20	38.5	19.2	0.076	46.27	1.52	15.1	42.4	41.6
-20	19.2		0.23	35.31	1.20	22.8	16.1	16.4
Total	100.0		0.19	42.01	1.41	100.0	100.0	100.0

Table 6 Screen Analysis of Tailing

Size (micron)	Wt %		Assay %		Distribution %	
		Passing	Cu	S	Cu	S
297	7.5	92.5	0.33	0.70	10.7	1.3
210	16.9	75.6	0.27	0.78	19.8	3.1
149	19.0	56.6	0.24	1.39	19.7	6.3
105	18.4	38.2	0.21	3.40	16.7	14.9
74	12.0	26.2	0.20	8.10	10.4	23.1
44	12.3	13.9	0.20	9.74	10.7	28.5
-44	13.9		0.20	6.90	12.0	22.8
Total	100.0		0.23	4.20	100.0	100.0

4-3 尾鉱及び尾鉱サンド

尾鉱の分光分析, 化学分析, 篩分分析の結果を, それぞれTable2, Table3及びTable6に示す。

尾鉱の篩分分析の結果では, $-200\text{ mesh}(74\text{ micron})$ が2.6%を示している。この粒度は, 鉱山でのバルク浮選の粒度($-200\text{ mesh } 50\%$)にくらべて, かなり粗い。この尾鉱を採取した場所では, 尾鉱のうちの比較的粗い部分が堆積しているためと考えられる。

Table7には, 尾鉱サンドの篩分け結果を示した。鉱山では, 浮選尾鉱をサイクロンで分級し, 粗粒部を坑内充てんに使用している。この, 充てん用サンドの粒度分布も, この篩分け結果に近いであろう。

Table 7 Screening of Tailing Sand

Size (micron)	weight %	
		Passing
+297	9.9	90.1
+210	19.6	70.5
+149	24.1	46.4
+105	20.5	25.9
+74	10.2	15.7
+44	8.1	7.6
-44	7.6	
Total	100.0	

4-4 ミルフィードとランプオアー

ミルフィードとランプオアーは、主として浮選試験に供した。ミルフィード(-3/4 inch)は、-10 meshに破碎して、直接、浮選試験に供した。ランプオアーは、予め浮選により、4種類の鉱石に分類し、-10 meshに破碎して分析した。分析の結果は、次のとおり。

Table 8 Assay Result of Lump Ore (Hand Sorted)

Ore	Weight kg	Assay %			
		Cu	S	Co	
High Grade	1 0.0	9.2 0	2 5.2 7	0.5 8	3.6×10^{-2}
Middle Grade	1 7.4	1.9 2	1 4.1 5	0.3 5	2.9×10^{-2}
Low Grade	2 3.4	1.4 5	5.1 0	0.0 9	2.5×10^{-2}
Poor Gangue	2 2.9	0.3 6	1.2 2	0.0 2	2.3×10^{-2}
Total	7 3.7	2.2 7	8.7 7	0.2 0	3.1×10^{-2}

* Calculated value according to the following formula.

$$\text{Co/PyS Ratio} = \text{Co}/(\text{S} - 1.01 \text{ Cu})$$

次いで、分類した鉱石を混合することにより、1.8% Cu, 7.6% Sを目標としてコンポジットを作成した。以下、ランプオアーとは、このコンポジットのことを指すものとする。

ミルフィードの分析結果は、Table 2, 3に示した。

4-5 坑内サンプル

いくつかのサンプルを坑内で採取し、分析した。その結果を次に示す。

Table 9 Assay Result of Underground Samples

Sample No.	Sample Location	Assay %				Estimated Co/PyS Ratio
		Cu	S	Co	Ni	
K02201	Lower Bukangama 4900L 21 XC	3.37	27.10	0.70	0.060	3.0×10^{-2}
K02202	"	1.12	7.15	0.14	0.025	2.3×10^{-2}
K02203	"	5.42	21.00	0.69	0.12	4.4×10^{-2}
K02204	"	1.85	19.94	0.46	0.082	2.5×10^{-2}
K02205	"	0.94	4.87	0.10	0.024	2.6×10^{-2}
K02206	Upper Bukangama 5200L 24 XC	0.27	3.83	0.011	0.017	0.3×10^{-2}

上表及びTable 8 に、計算により求めたCo/Py-S ratioの値を示したが、これらの値は、1つのデータを除き、 3×10^{-2} に近い値となっている。

5. 顕微鏡観察とEPMAによる分析

ランプオアー及び現地の産物を顕微鏡下で観察し、EPMAによる分析を行なった。それらの結果から、本鉱石の性状について述べる。

本鉱石に含有される硫化鉱物は、pyriteを主体とし、chalcopyrite及びpyrrhotiteである。pyrrhotiteの量は、箇所によっては相当多い所もあるが、全体では少なく、pyriteの10分の1以下である。pyriteの量は、この種の鉱床としては少ない方である。例えば、ミルフィード中の鉱物の比率を、その分析値から計算すると、chalcopyrite 1に対し、pyrite(pyrrhotiteも含む)は約2.0になる。

銅鉱物は、chalcopyriteであり、他に微量のchalcociteがある。鉱床の一部には、malachite、chrysocollaなどの酸化鉱物を含有する箇所もある。

また、これらの他には、少量のsphalerite、微量のlinnaeiteが観察された。

本鉱石には、いわゆるmassive sulfide oreは比較的少なく、banded oreが大部分を占めている。

硫化鉱物の粒度は、10mm以上からミクロンオーダーのものまで種々あるが、概して粗いものが多い。

Photo 1は、粗粒の硫化物の代表的な状態を示したものである。この写真のように、chalcopyriteとpyriteの結合状態は粗く、単純である。

Photo 2, Photo 3は、banded oreに含有されるchalcopyriteとpyriteの代表的な状態を示したものである。このように、両者は全く分離した状態で存在するか、若しくは、結合していても、極めて単体分離し易い状況にある。

写真には示していないが、粗いpyrite中に10ミクロン以下のchalcopyriteが散点している状態も見出されるが、このような粒子は稀である。

Photo 4は、いくらか複雑な産状の部分を示した。

Photo 5は、母岩中に10ミクロン前後の細いchalcopyrite粒子が散点している状態を示す。このような部分は時々見ることが出来る。このように、本鉱石のchalcopyriteと母岩との結合状態は、一部に細い箇所が見られる。

Photo 6及びPhoto 7は、pyrrhotiteとlinnaeiteの産状を示した。このように、linnaeiteはpyriteとpyrrhotiteに接近して存在する。

Photo 8は、硫化鉄精鉱（試験産物）である。特に、linnaeite と pyrrhotite のある視野を選んだ。

Photo 9は、銅精鉱（現地産物）である。chalcocite が稀に見られる。

次に、Photo 7 及び Photo 8 の視野の EPMA (Electron Probe Micro Analyzer) による走査像を示す。

また、Photo 7に見られる linnaeite 及び Photo 8 に示す硫化鉄精鉱中に見出される linnaeite 粒子について、点分析を行なった結果を Table 10 に示す。

Table 10 Point Analysis on Linnaeite Particles

No	Origin of Particle	Assay %				
		S	Fe	Co	Ni	Total
1	Lump Ore	37.7	11.3	17.8	25.6	92.4
2	Pyrite Conc.	32.8	2.8	34.4	14.4	84.4
3	"	32.0	6.8	25.2	18.5	82.5
4	"	34.0	2.9	31.1	20.6	88.6
5	"	35.9	2.1	37.8	16.4	92.2
6	"	36.7	2.1	35.5	18.4	92.7
7	"	32.7	2.7	31.4	19.2	86.0
8	"	35.2	1.8	34.9	19.1	91.0

この表に見るように、これらの linnaeite は、Ni を含有しているので、より厳密に言うと、siegenite であると言える。

次に、同様に、硫化鉄精鉱中の pyrite 粒子のいくつかを、ランダムに選んで、点分析を行なった結果を Table 11 に示す。

Table 11 Point Analysis on Pyrite Particles

No.	Origin of Particle	Assay %				
		S	Fe	Co	Ni	Total
1	Pyrite Conc.	49.3	35.9	7.1	<0.1	92.3
2	"	50.8	41.8	3.2	<0.1	95.8
3	"	51.6	43.8	2.4	-	97.8
4	"	50.7	44.2	1.8	-	96.7
5	"	50.8	41.7	4.3	-	96.8
6	"	51.5	45.6	0.9	-	98.0
7	"	51.2	41.9	4.9	-	98.0
8	"	50.3	44.9	1.6	-	96.8
9	"	49.4	44.0	1.5	-	94.9
10	"	49.6	42.8	1.5	-	93.9
11	"	52.4	44.5	1.9	-	98.8
12	"	49.7	42.5	2.9	-	95.1

このように、pyrite中には、0.9～7%のコバルトを含有していることが知られた。但し、これらの値は、2ミクロンのビームスポットサイズで分析した結果であって、もっと大きな、例えば50ミクロン程度のpyrite粒子全体の品位を表わしているものではない。走査像からも判断されるように、そのように粒子全体の品位を考えるならば、もっと平均化された値になると思われる。

また、硫化鉄精鉱のコバルト品位が1.0～1.6%であることと、linnaeiteの含有量が微量であることなどを考慮すると、本鉱石中のコバルトの大部分（おそらくは80～90%以上）は、pyrite中に含有されており、残りがlinnaeiteとして含有されていると推定される。

LEGEND FOR MICRO-PHOTOGRAPHS.

記号	色	色	鉱物名
Cp	濃黄色	Thick yellow	Chalcopyrite
Py	淡黄色	Pale yellow	Pyrite
Po	淡桃色	Pale Pink	Pyrrhotite
Zn	淡青色	Pale Blue	Sphalerite
Cc	青色	Blue	Chalcocite
Sg	灰白色	Creamy White	Siegenite
Mg	灰青色	Grayish Blue	Magnetite
G	灰黒色	Grayish Black~	Gangue
	~灰緑色	Grayish Green	

Photo 1 Lump Ore



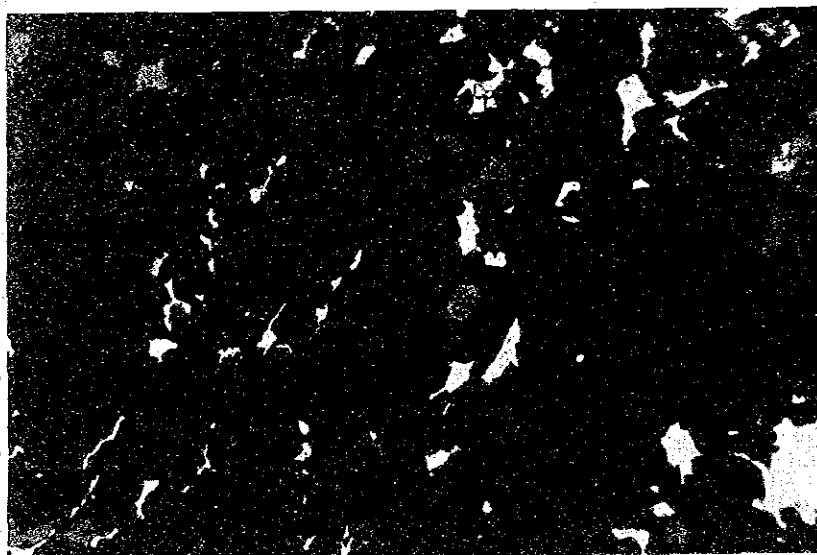
X 50

Photo 2 Lump Ore



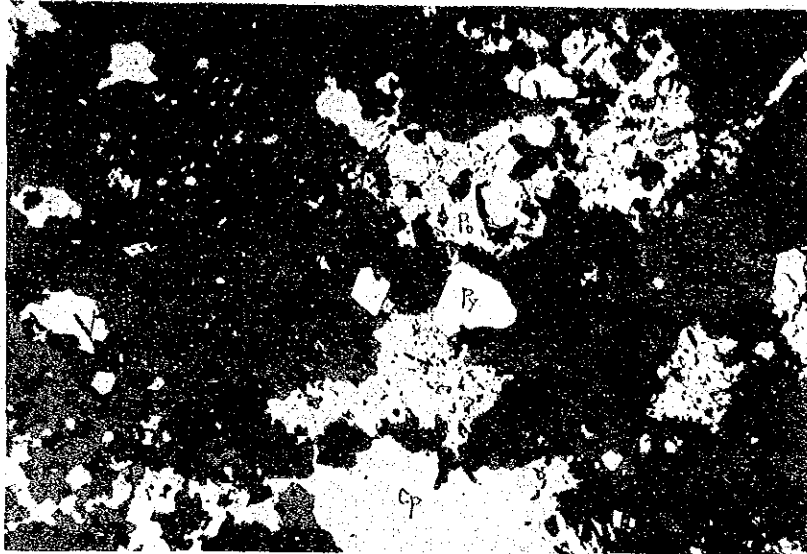
X 50

Photo 3 Lump Ore



X 50

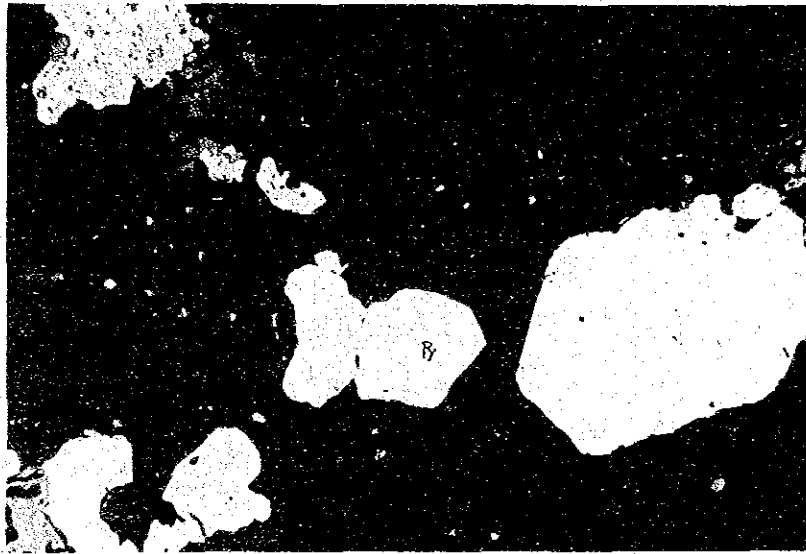
Photo 4 Lump Ore



FUJICOLOR CSD 78

X 50

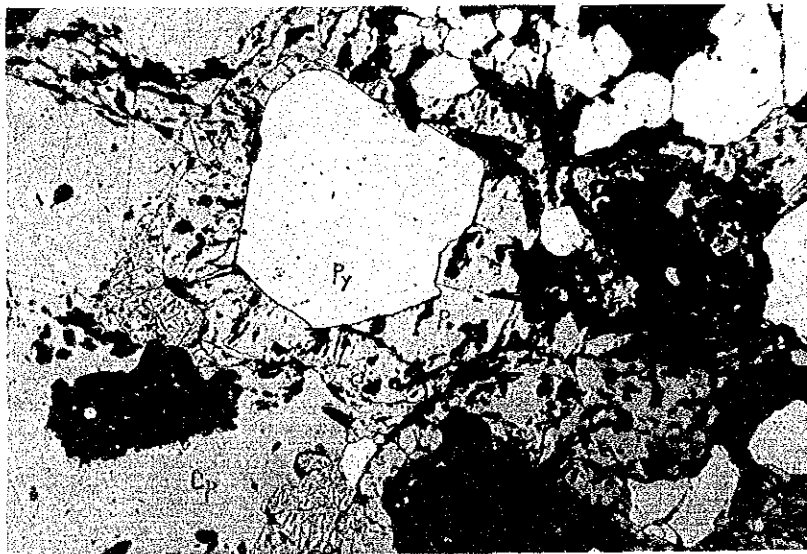
Photo 5 Lump Ore



FUJICOLOR CSD 78

X 50

Photo 6 Lump Ore



FUJICOLOR CSD 78

X 50

Photo 7 Lump Ore



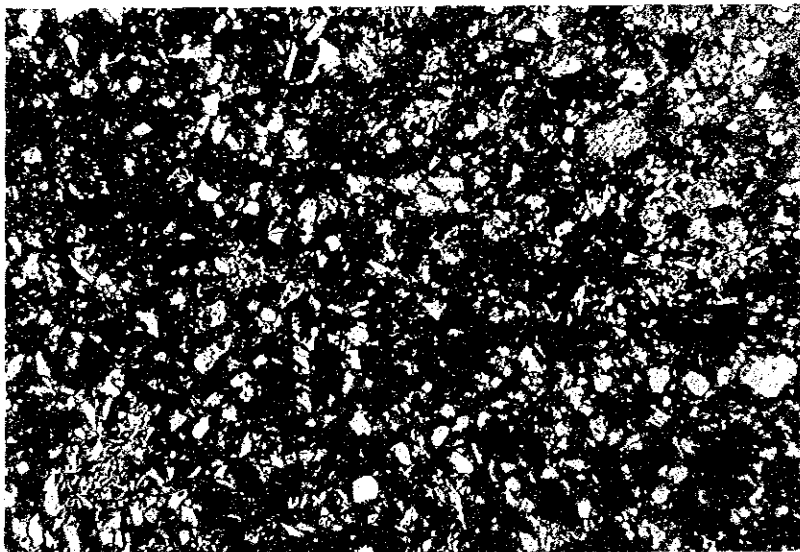
x 110

Photo 8 Pyrite Concentrate



x 360

Photo 9 Copper Cocentrate



x 50

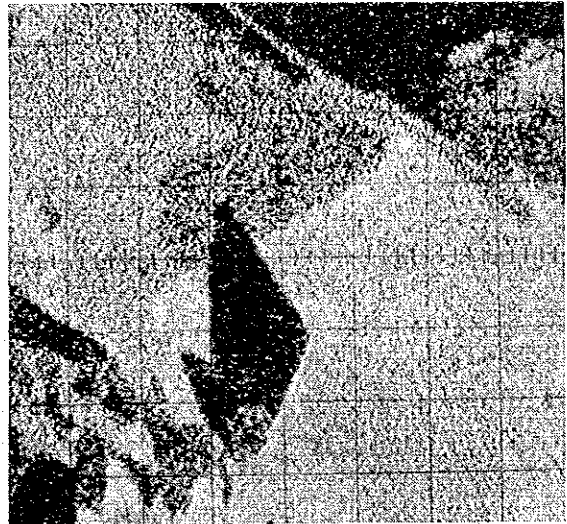


Photo 10 Scanning Eimage on the Field of Photo 7

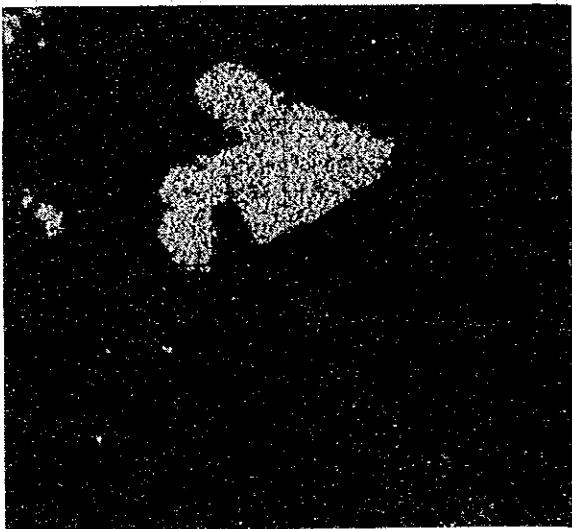
———— (1)



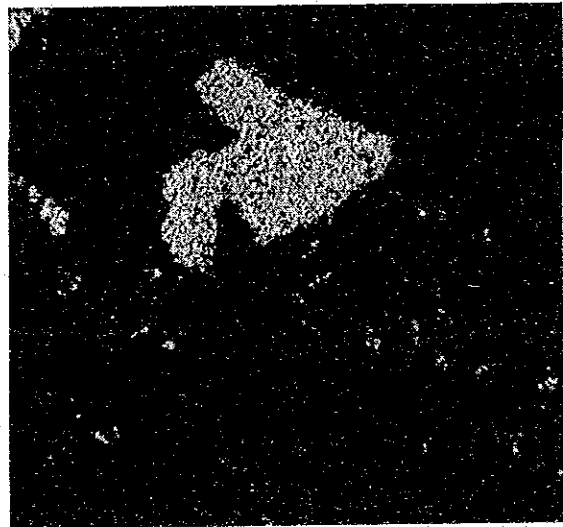
S



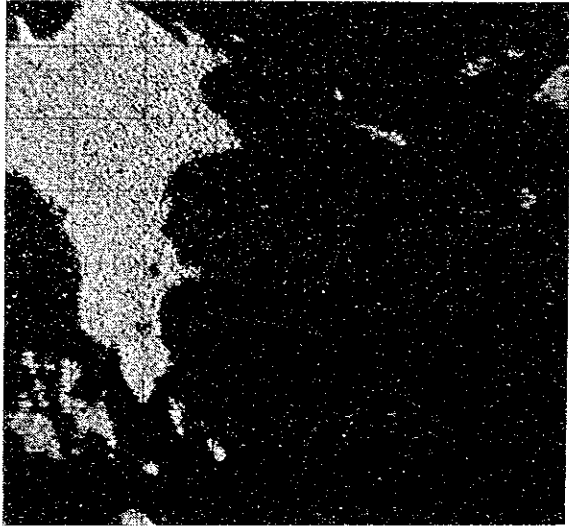
Fe



Co



Ni



Cu



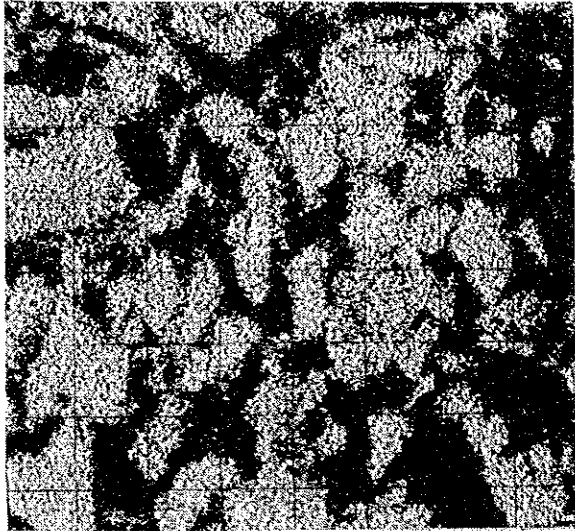
As
Pb



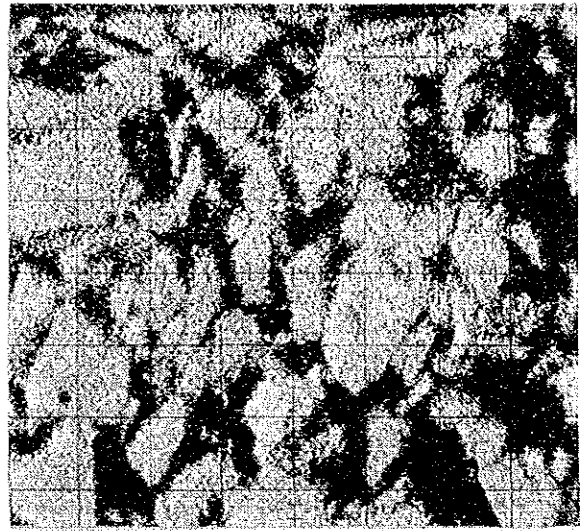
S.C.

Photo 11 Scanning Eimage on the Field of Photo 8

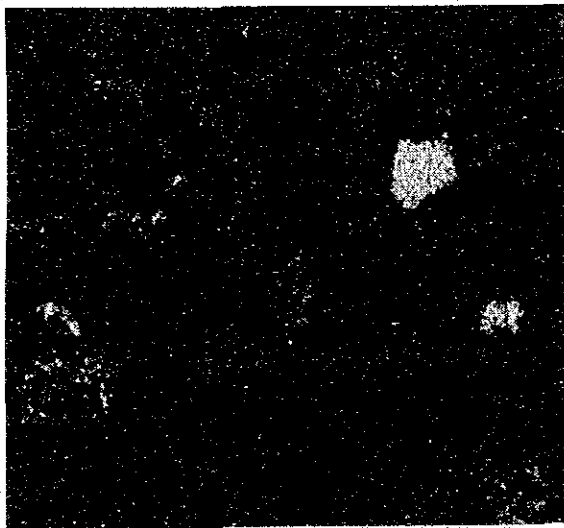
(1)



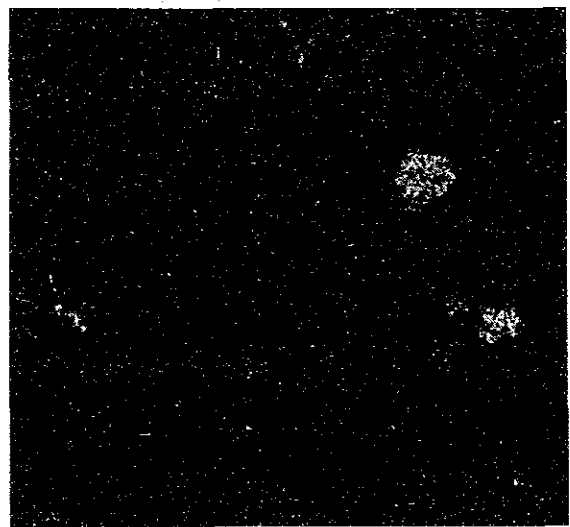
S



Fe

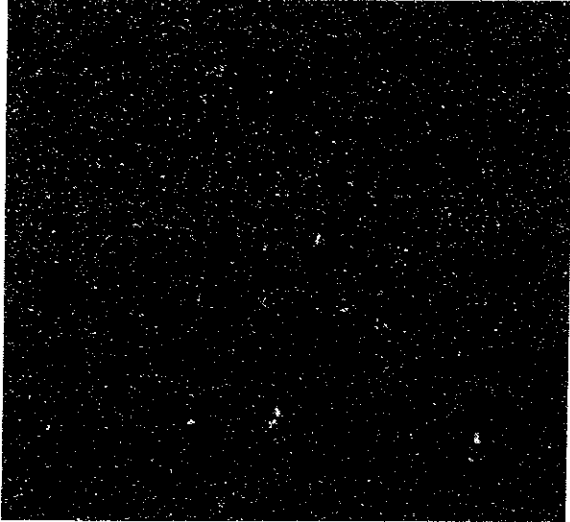


Co



Ni

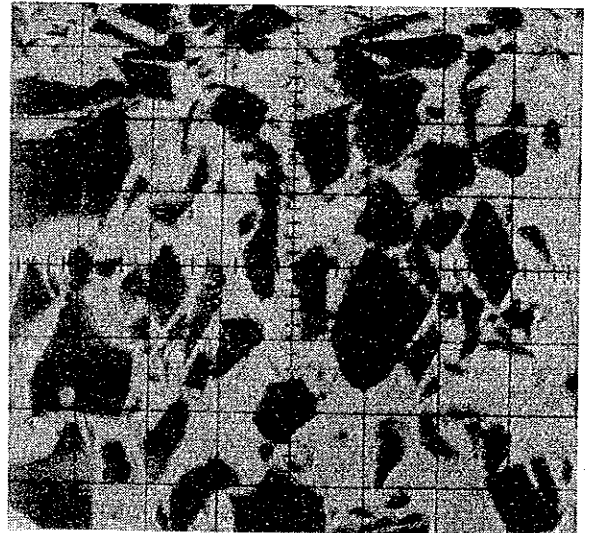
Photo 11 ——— (2)



Cu



As
Pd



S.C.

6. 選 鉱 試 験

6-1. ワークインデックス

ランプオアーについて、ワークインデックスを測定する試験を行なった。試験は、JIS*8) に規定されている方法に従って行なった。

この試験で使用する記号の意味は次のとおり。

- F : 給鉱の80%粒度 (micron)
- P₁ : 粉碎産物の篩分に使った篩の目開き (micron)。この試験では、
P₁ = 210 micron。
- ω : 給鉱700 ml (充てん)の重さ (g)。この試験では、
ω = 1,425 g
- a : 各回における全粉碎産物のP₁ 網上量 (g)
- U : 給鉱中のP₁ 網下量 (小数)。この試験では、U = 0.091。
- Gbp : 試験用ボールミル1回転あたりの網下生成量 (g)

試験の結果を、Table 12, Table 13及びFig1に示す。

この結果から、ワークインデックスを計算すると、次のとおり。

$$\text{Work Index}(Wi) = \frac{4.45}{P^{0.23} \times Gbp^{0.82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)} \times 1.1$$

ここで P₁ = 210, Gbp = 1.76, P = 162, F = 2,480

$$Wi = 15.4 \quad \text{KWH/metric T.}$$

このように、ランプオアーのWi は、15.4 KWH/mTと測定された。

*8 JIS M 4002 - 1969,

粉碎仕事指数の試験方法

Japanese Industrial Standard M 4002 - 1969, Testing Method of Grinding Work Index.

Table 12 Test Result of Grinding Work Index (1)

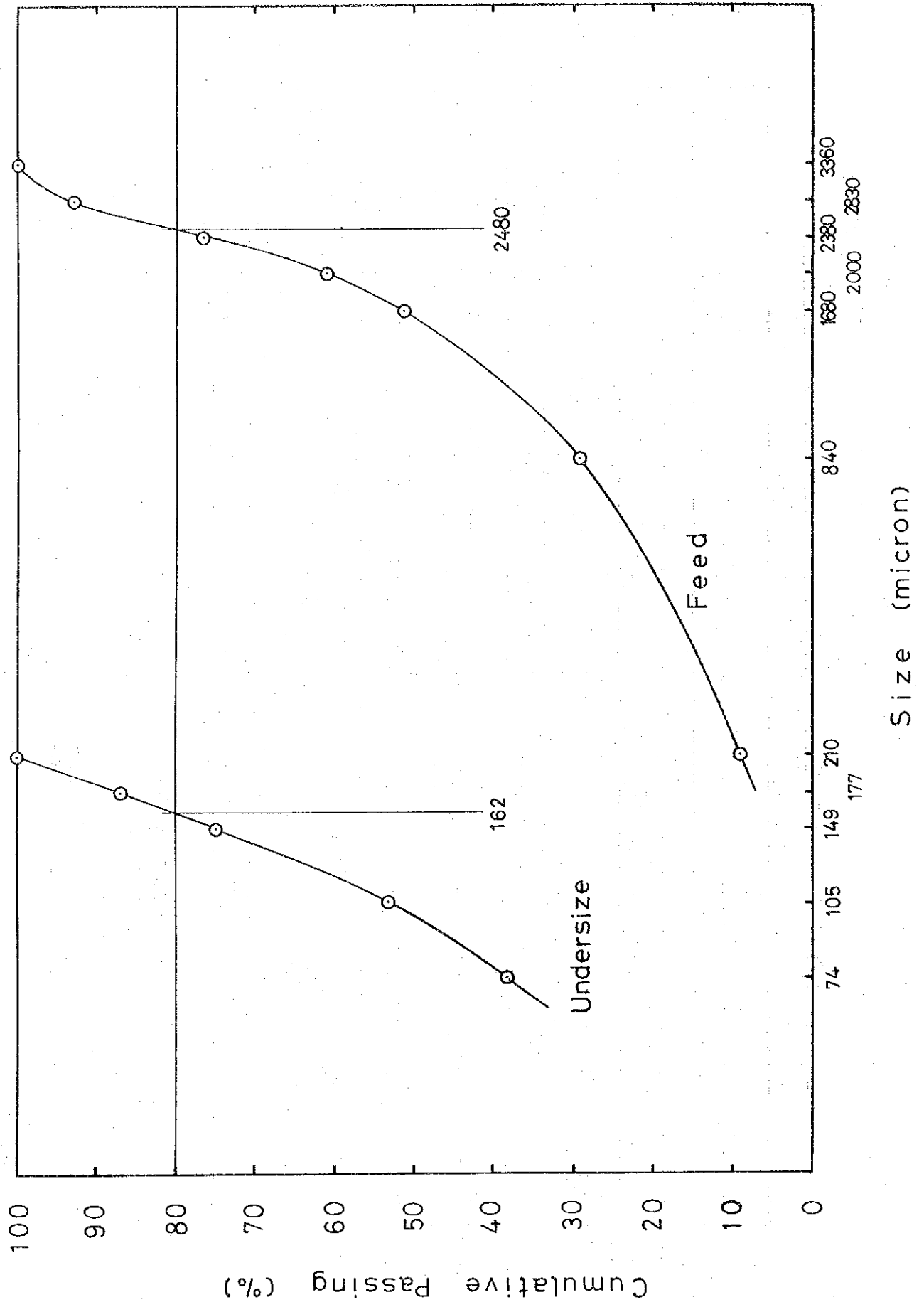
Run No. {n}	Mill Revolution {N}	Product on Pl (g) {a} (measured)	New Feed (g) { W - a }	Undersize thru Pl Before Grinding (g) {(3) x U}	Produced Undersize thru Pl After Grinding (g) {(8) - (4)}	Aimed Value of (5) $\frac{W}{3.5} - (4)$	Circulation (%) $\frac{(2)}{(3)} \times 100\%$	Gbp {(5)/(1)}	Revolution Next Run {(6)/(9)}
(1)	150	1083	342	130	212	376	317	1.41	267
(2)	267	1005	420	31	389	369	239	1.46	253
(3)	253	991	434	38	396	367	228	1.57	234
(4)	234	1003	422	40	382	369	238	1.63	226
(5)	226	1004	421	38	383	369	239	1.70	217
(6)	217	1011	414	38	376	369	244	1.73	213
(7)	213	1016	409	38	371	370	248	1.74	213
(8)	213	1008	417	37	380	369	242	1.78	207
(9)	207	1021	404	38	366		253	1.77	
Stabilized Average 7 - 9 Run									
							248	1.76	

Table 13 Test Result of Grinding Work Index (2)

Size (micron)	Feed (-3360 μ)		Undersize of P1 (Stabilized 7-9 Run)	
	Weight %	Cumulative Passing %	Weight %	Cumulative Passing %
JIS STD Sieve				
3,360		100.0		
2,830	7.3	92.7		
2,380	16.0	76.7		
2,000	15.7	61.0		
1,680	9.7	51.3		
840	22.0	29.3		
210	20.2	9.1		100.0
177	(-210) 9.1		13.1	86.9
149			12.1	74.8
105			21.6	53.2
74			15.0	38.2
-74			38.2	
Total	100.0		100.0	
80% Passing Size (*9)		2,480		162

*9 Values read from the size distribution curve in Fig.1

Fig. 1 Size Distribution of Feed and Undersize



6-2 尾鉱の比重測定

坑内充てんなどの参考に供するため、尾鉱の真比重及び見掛比重を測定した。尾鉱は、後述の浮選試験で得られたものを使用した。見掛比重の測定は、尾鉱のスラリーを、小型のパンフィルターで濾過し、その容積と固体の重量を計測する簡単な方法で行った。試験の結果を次に示す。

Table 14 A measurement of Apparent Specific Gravity

Sample		Tailing		Tailing Sand (Deslimed)	
Specification		-200 mesh 50 % + 65 mesh 5 % S = 4 %		-200 mesh 10 % + 65 mesh 12 %	
Specific gravity Dt		2.93		2.91	
Volume of cake (cm ³)		(1)	(2)	(1)	(2)
		116.3	116.3	116.3	71.8
Weight of cake (g)	wet	217	215	191	116
	dry	176.5	178.5	162	100
Moisture (%)		18.7	17.0	15.2	13.8
Apparent Specific gravity (wet) Dw		1.87	1.85	1.64	1.62
Apparent Specific gravity (dry) Dd		1.52	1.53	1.39	1.39
		(av.) 1.53		(av.) 1.39	
Void Ratio 100% × (Dt - Dd) / Dt (%)		48		52	

6-3 バルク浮選試験

バルク浮選における浮選サイズ、浮選時間及び石灰添加量の影響をしらべるため、一連の試験を行なった。(Test 1~8)

即ち、浮選サイズは、-200 mesh 45, 50, 55%の3水準、石灰添加量は0~3 kg/Tの4水準にそれぞれ変化させた、バルク浮選試験を行なった。

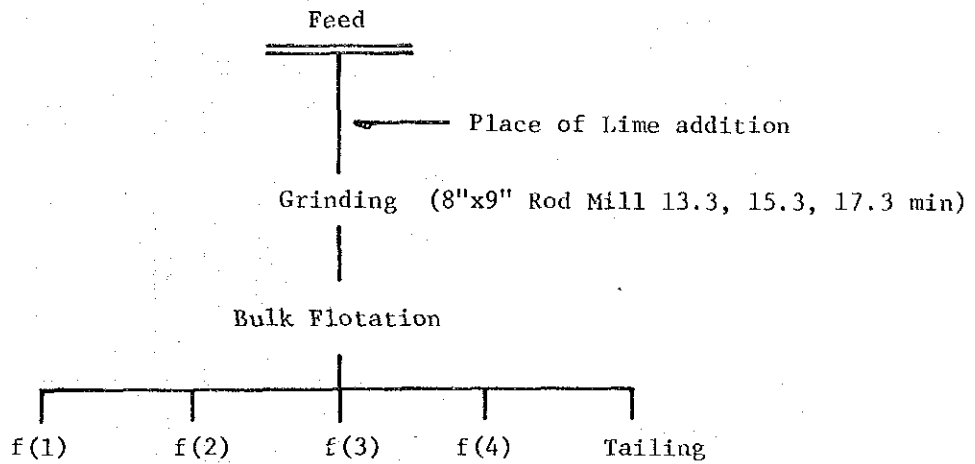
試験原鉱として、ランプオア-を用いた。これらの試験のフローシート及び試験条件を、Fig 2とTable 15に示す。

また、-200 mesh 50%の場合の浮選原鉱の篩分分析の結果をTable 16に示した。

これらの試験の結果を、Table 17からTable 24までに示す。

また、試験の結果から、「浮選時間と尾鉱品位の関係」「石灰添加量と尾鉱品位の関係」「浮選サイズと尾鉱品位の関係」をグラフで表わすと、Fig 3~Fig 5の如くである。

Fig 2 Test Flowsheet and Condition (Test 1--8)



Flotation Time (min)	0 - 5	5 - 10	10 - 15	15 - 20	Total Addition
Reagent (g/T)					
Mixed Xanthate	10	5	5	5	25
Z-200	5	-	-	-	5
DF-250	5	5	-	-	10

Table 15 Levels of Test Conditions (Test 1--8)

		Lime Addition kg/T			
		0	1	2	3
Flotation size -200 mesh (%)	45	Test 5			Test 7
	50	Test 1	Test 2	Test 3	Test 4
	55	Test 6			Test 8

Table 16 Screen Analysis of Flotation Feed (-200mesh 50%)

Size (micron)	Wt %		Assay %		Distribution %	
	Passing		Cu	S	Cu	S
297	98.23	1.75	0.14	0.65	0.11	0.15
210	95.26	2.99	0.19	1.66	0.31	0.65
149	89.03	6.23	0.67	3.46	2.27	2.80
105	69.33	19.70	1.56	7.63	16.72	19.54
74	50.88	18.45	1.85	9.67	18.57	23.19
44	31.43	19.45	1.98	9.52	20.95	24.07
20	17.96	13.47	2.44	8.73	17.88	15.29
-20		17.96	2.37	6.13	23.16	14.31
Total		100.00	1.84	7.69	100.00	100.00

Table 17 Metallurgical Result (Test 1)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.82	7.69	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	13.75	11.00	40.97	83.33	73.25
(2)	" (2)	2.88	7.00	41.52	11.11	15.55
(3)	" (3)	0.75	3.18	34.60	1.31	3.38
(4)	" (4)	1.12	1.21	15.88	0.75	2.31
(5)	Tailing	81.50	0.078	0.52	3.50	5.51
(1)+(2)		16.63	10.31	41.07	94.44	88.80
(1)+(2)+(3)		17.38	10.00	40.77	95.75	92.18
(1)+(2)+(3)+(4)		18.50	9.47	39.28	96.50	94.49
(5)+(4)		82.62	0.093	0.73	4.25	7.82
(5)+(4)+(3)		83.37	0.121	1.03	5.56	11.20
(5)+(4)+(3)+(2)		86.25	0.35	2.47	16.67	26.75

Table 18 Metallurgical Result (Test 2)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.82	7.77	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	6.56	26.04	31.70	93.81	26.77
(2)	" (2)	1.12	2.58	35.54	1.59	5.13
(3)	" (3)	1.44	0.49	44.20	0.39	8.19
(4)	" (4)	2.44	0.25	48.60	0.33	15.27
(5)	Tailing	88.44	0.080	3.92	3.88	44.64
(1)+(2)		7.68	22.62	32.26	95.40	31.90
(1)+(2)+(3)		9.12	19.12	34.15	95.79	40.09
(1)+(2)+(3)+(4)		11.56	15.14	37.20	96.12	55.36
(5)+(4)		90.88	0.084	5.12	4.21	59.91
(5)+(4)+(3)		92.32	0.091	5.73	4.60	68.10
(5)+(4)+(3)+(2)		93.44	0.121	6.09	6.19	73.23

Table 19 Metallurgical Result (Test 3)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.83	7.65	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	5.88	28.75	33.34	92.19	25.63
(2)	" (2)	1.12	4.87	19.97	2.98	2.92
(3)	" (3)	0.62	1.87	19.50	0.63	1.58
(4)	" (4)	0.50	1.25	19.50	0.34	1.28
(5)	Tailing	91.88	0.077	5.71	3.86	68.59
(1)+(2)		7.00	24.93	31.20	95.17	28.55
(1)+(2)+(3)		7.62	23.05	30.25	95.80	30.13
(1)+(2)+(3)+(4)		8.12	21.71	29.59	96.14	31.41
(5)+(4)		92.38	0.083	5.78	4.20	69.87
(5)+(4)+(3)		93.00	0.095	5.88	4.83	71.45
(5)+(4)+(3)+(2)		94.12	0.15	6.04	7.81	74.37

Table 20 Metallurgical Result (Test 4)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.95	8.12	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	6.37	28.58	30.83	93.23	24.17
(2)	" (2)	0.88	4.87	19.34	2.19	2.10
(3)	" (3)	0.75	1.61	17.46	0.62	1.61
(4)	" (4)	0.94	0.95	14.00	0.46	1.62
(5)	Tailing	91.06	0.075	6.29	3.50	70.50
(1)+(2)		7.25	25.70	29.44	95.42	26.27
(1)+(2)+(3)		8.00	23.44	28.31	96.04	27.88
(1)+(2)+(3)+(4)		8.94	21.08	26.81	96.50	29.50
(5)+(4)		92.00	0.084	6.37	3.96	72.12
(5)+(4)+(3)		92.75	0.096	6.46	4.58	73.73
(5)+(4)+(3)+(2)		93.63	0.14	6.58	6.77	75.83

Table 21 Metallurgical Result (Test 5)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.82	7.39	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	14.63	11.41	39.63	91.94	78.48
(2)	" (2)	1.94	2.82	42.00	3.01	11.03
(3)	" (3)	0.81	1.65	26.11	0.74	2.86
(4)	" (4)	1.00	0.97	13.91	0.53	1.88
(5)	Tailing	81.62	0.084	0.52	3.78	5.75
(1)+(2)		16.57	10.40	39.91	94.95	89.51
(1)+(2)+(3)		17.38	10.00	39.26	95.69	92.37
(1)+(2)+(3)+(4)		18.38	9.51	37.88	96.22	94.25
(5)+(4)		82.62	0.095	0.68	4.31	7.63
(5)+(4)+(3)		83.43	0.110	0.93	5.05	10.49
(5)+(4)+(3)+(2)		85.37	0.17	1.86	8.06	21.52

Table 22 Metallurgical Result (Test 6)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.80	7.53	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	12.50	12.32	40.50	85.65	67.27
(2)	" (2)	3.38	4.98	44.35	9.36	19.92
(3)	" (3)	0.75	2.22	39.95	0.93	3.98
(4)	" (4)	0.69	1.23	20.84	0.47	1.91
(5)	Tailing	82.68	0.078	0.63	3.59	6.92
(1)+(2)		15.88	10.76	41.32	95.01	87.19
(1)+(2)+(3)		16.63	10.37	41.26	95.94	91.17
(1)+(2)+(3)+(4)		17.32	10.01	40.44	96.41	93.08
(5)+(4)		83.37	0.088	0.80	4.06	8.83
(5)+(4)+(3)		84.12	0.107	1.15	4.99	12.81
(5)+(4)+(3)+(2)		87.50	0.31	2.82	14.35	32.73

Table 23 Metallurgical Result (Test 7)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.88	7.91	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	6.00	28.58	31.06	91.28	23.56
(2)	" (2)	1.19	5.30	17.93	3.36	2.70
(3)	" (3)	0.63	1.70	16.44	0.57	1.31
(4)	" (4)	1.12	0.96	13.05	0.57	1.85
(5)	Tailing	91.06	0.087	6.13	4.22	70.58
(1)+(2)		7.19	24.73	28.89	94.64	26.26
(1)+(2)+(3)		7.82	22.87	27.88	95.21	27.57
(1)+(2)+(3)+(4)		8.94	20.13	26.03	95.78	29.42
(5)+(4)		92.18	0.098	6.21	4.79	72.43
(5)+(4)+(3)		92.81	0.108	6.28	5.36	73.74
(5)+(4)+(3)+(2)		94.00	0.17	6.43	8.72	76.44

Table 24 Metallurgical Result (Test 8)

Product		Wt %	Assay %		Distribution %	
			Cu	S	Cu	S
Feed		100.00	1.77	7.22	100.00	100.00
(1)	Froth (1)	5.44	29.90	32.16	92.10	24.23
(2)	" (2)	0.87	6.12	20.76	3.01	2.50
(3)	" (3)	0.50	1.97	20.05	0.56	1.39
(4)	" (4)	0.50	1.19	18.17	0.34	1.26
(5)	Tailing	92.69	0.076	5.50	3.99	70.62
(1)+(2)		6.31	26.62	30.59	95.11	26.73
(1)+(2)+(3)		6.81	24.81	29.81	95.67	28.12
(1)+(2)+(3)+(4)		7.31	23.20	29.02	96.01	29.38
(5)+(4)		93.19	0.082	5.57	4.33	71.88
(5)+(4)+(3)		93.69	0.092	5.65	4.89	73.27
(5)+(4)+(3)+(2)		94.56	0.15	5.78	7.90	75.77

Fig 3 Relationship between
Flotation Time and Cu in Tailing

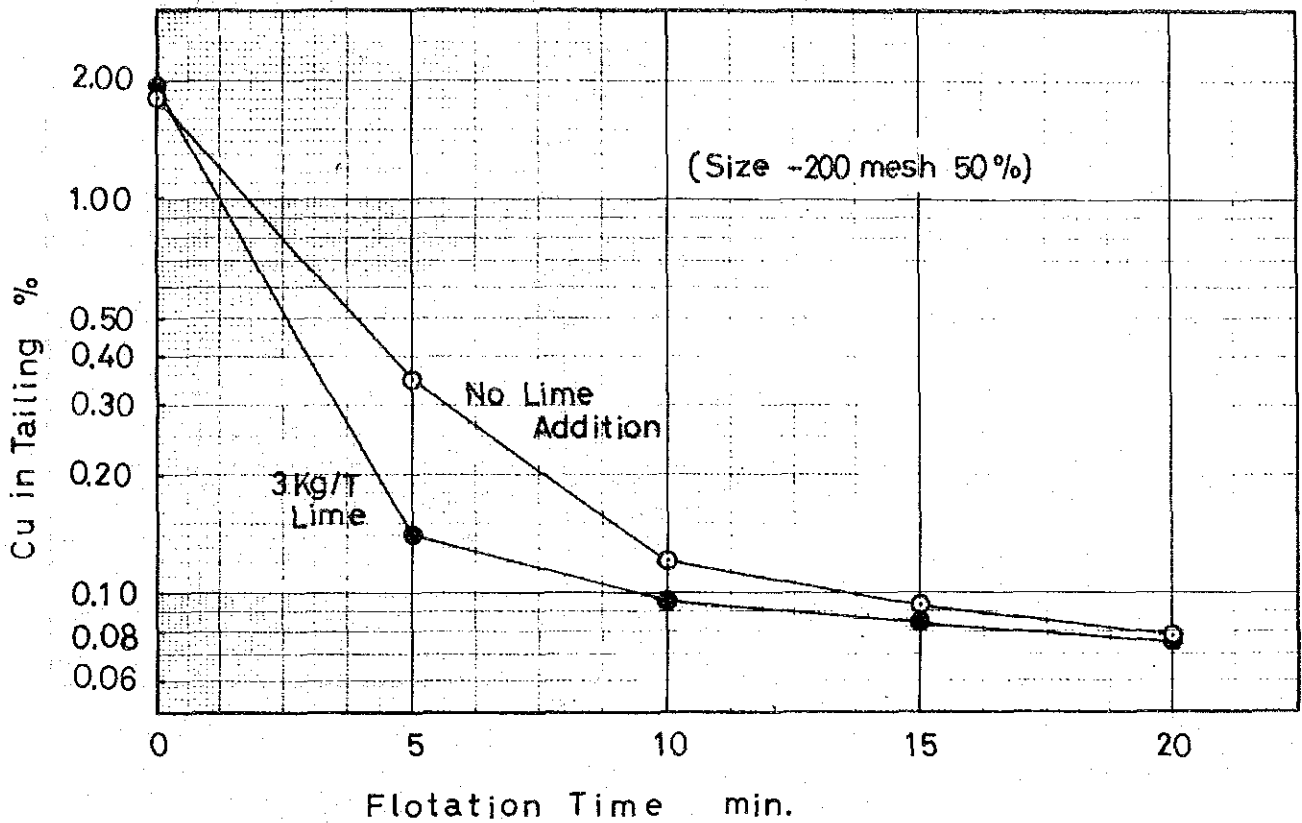


Fig. 4 Relationship between Lime Addition
and Tailing Grade

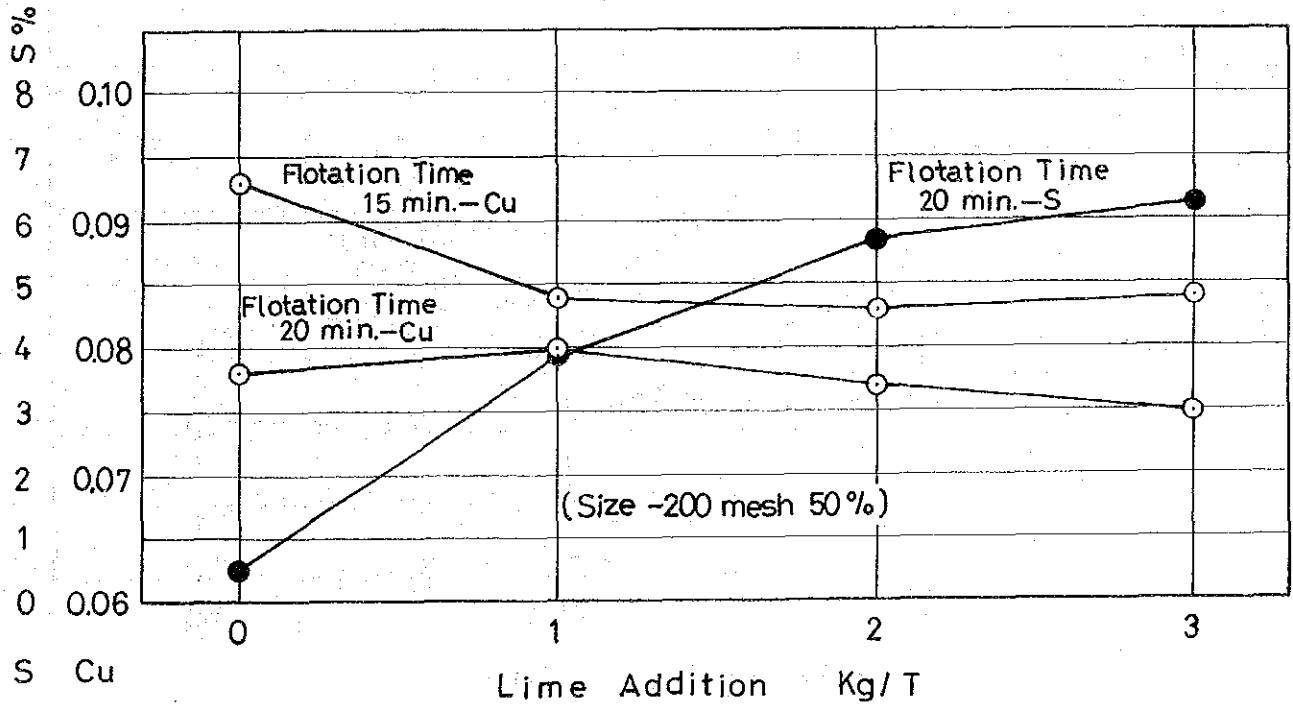
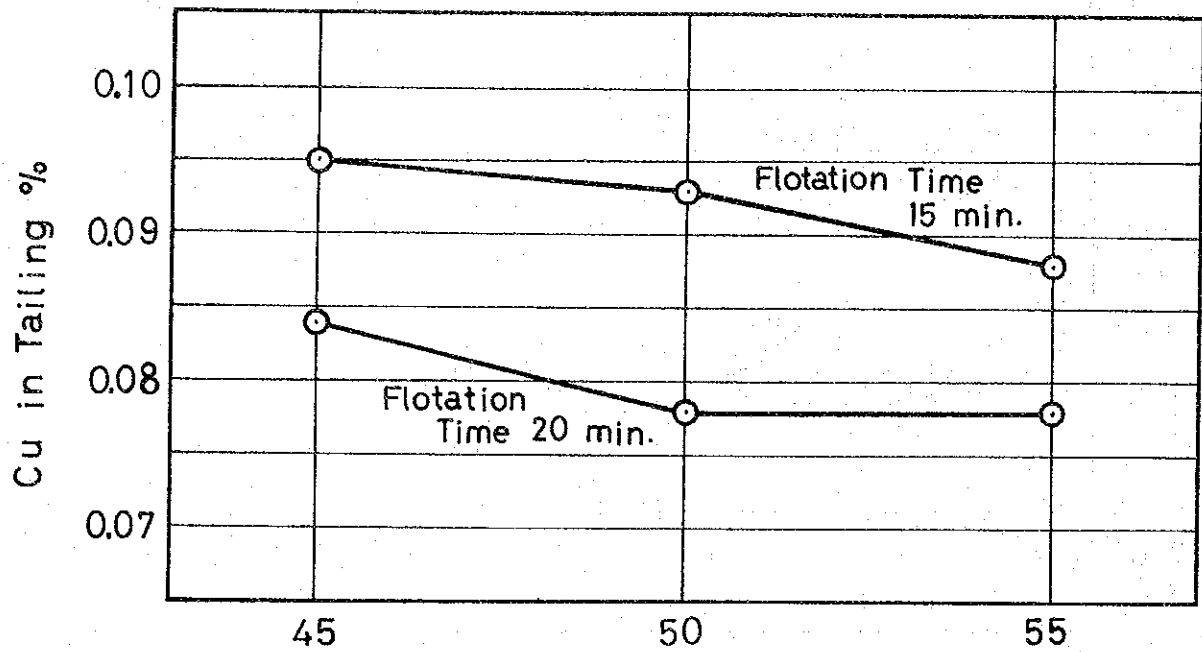


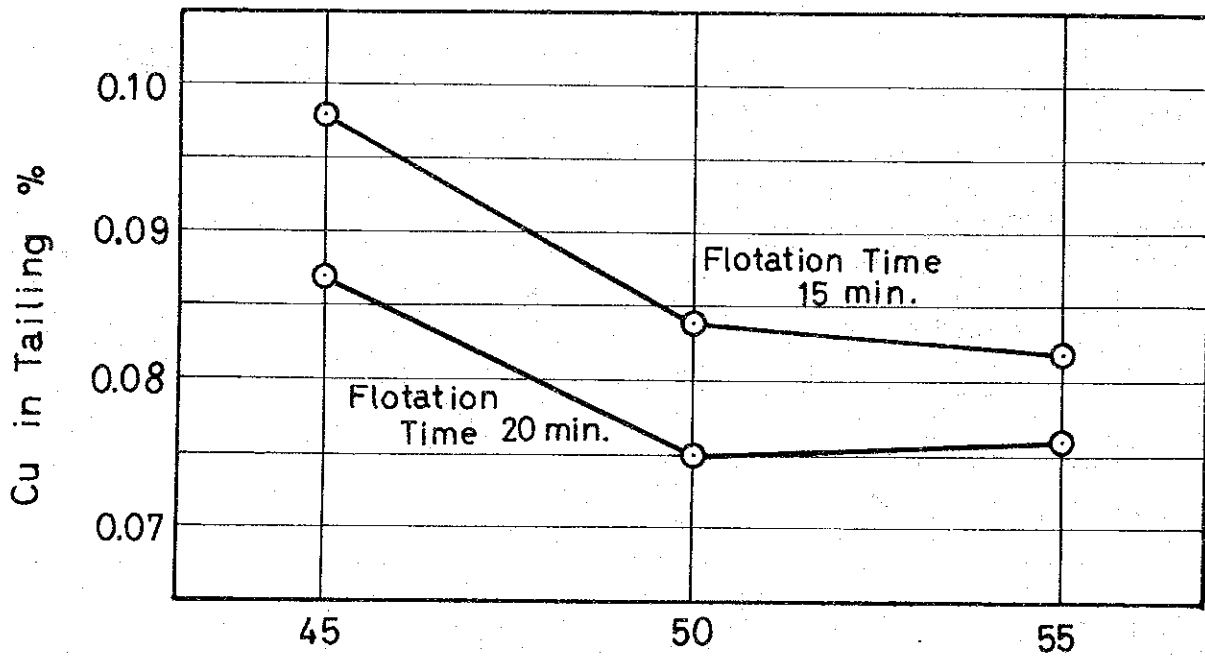
Fig.5 Relationship between
Flotation Size and Copper in Tailing

— (1) No Lime Addition



Flotation Size -200 mesh%

— (2) Lime Addition 3 Kg/T



Flotation Size -200 mesh%

(考 察)

「浮選時間と尾鉱品位の関係」を見ると、浮選時間10分までに急速に尾鉱品位が下がる。それに続く10~20分の間は、緩かに低下している。したがって、より長い浮選時間を与える方がよいが、15分の浮選時間を与えれば充分と考えられる。

この図では、浮選サイズが-200 mesh 50%の場合の試験結果だけを示したが、他のサイズの場合でも、同様の曲線が得られる。

次に、「浮選サイズと尾鉱品位の関係」については、石灰を加えない場合と、3kg/Tの石灰を加えた場合に分けて図示した。

石灰を加えない場合には、浮選サイズが、-200 mesh 45%から55%に変化するに従って、尾鉱品位は、0.095% Cu から0.088% Cu に次第に低下する。石灰を加えた場合でも同様の傾向が見られ、その低下の中は、0.01% Cu 程度であって、小さい。但し、このテストの浮選原鉱のサイズ分布を実操業のサイズ分布とくらべると、粗い部分の分布率が小さく、分布の範囲が狭くなっていることを考慮に入れなくてはならない。

後記の試験で述べるが、尾鉱中のCu品位は、粗い粒分が高くなっており、そのCuの大部分は、脈石との片刃である。

したがって、実操業のサイズ分布を与えると、尾鉱品位の差はもう少し拡大されるので浮選サイズは、-200 mesh 50%程度が適当であろうと考えられる。

浮選サイズの問題は、他の浮選条件の影響を受け、またCu実収率と摩鉱費とのバランスによって決められるので、実際にはさらに詳細な検討が必要である。

次に「石灰添加量と尾鉱品位の関係」を見ると、石灰添加量を0から3kg/Tと変化させても、尾鉱品位は0.075~0.080% Cuを示し、殆んど変化がない。(浮選時間20分の場合)強いて言うと、石灰添加量の増加に対して、尾鉱品位は僅かに低下する傾向が認められる。

一方、これらの尾鉱のS品位を見ると、1%から5.6%へと増加しており、石灰2kg/Tを添加すると、大部分のpyriteが抑制されていることがわかる。それにも拘わらず、尾鉱品位に変化が少ないことから見て、本鉱石中のCu鉱物とpyriteの結合は非常に粗であって、相互の単体分離は容易であることが知られる。

したがって、Cuの回収のみを目的として本鉱石を処理する場合には、バルク浮選にお

いて、すでに単体分離した pyrite を抑制し、優先浮選の荷重を軽減することが良い方法と言える。

しかし、硫化鉄精鉱を、コバルト等の原料として考える場合には、pyrite を完全に回収する方法を採用すべきである。

この一連の試験では、0.09% Cu 程度の尾鉱が得られており、この値は、操業産物の尾鉱品位(0.13%)にくらべて、かなり低い値となった。これについては、種々の原因が想定されるが、これらの試験の原鉱として用いたランプオアーには、脆弱なスライム質の鉱石が少なかったことが、最も大きな原因と考えられる。

6-4 バルク優先浮選試験

バルク浮選に引続いて優先浮選も行ない、総合的な選鉱成績を比較する浮選試験を実施した。

Test 9, 10, 11は、バルク浮選における石灰の添加量を換え、選鉱成績を比較しようとしたものである。これらの試験では、試験給鉱として、ミルフィードを用い、バルク浮選のサイズは、 $-200\text{ mesh }5\%$ とした。

Test 12は、ランプオア-について行なった試験である。バルク浮選における浮選サイズは、上記の試験と同様に、 $-200\text{ mesh }50\%$ とし、バルク浮選での石灰は無添加とした。つまり、Test 9と同一の条件で浮選して、試験給鉱の差異をしらべようとした。

これらの一連の試験のフローシート、試験条件及び試験結果をFig 6, 7とTable 25~33に示す。また、試験の結果から、精鉱品位と実収率の関係をグラフに表わすとFig 8の如くである。

Fig 6 Test Flowsheet (Test 9 and 12)

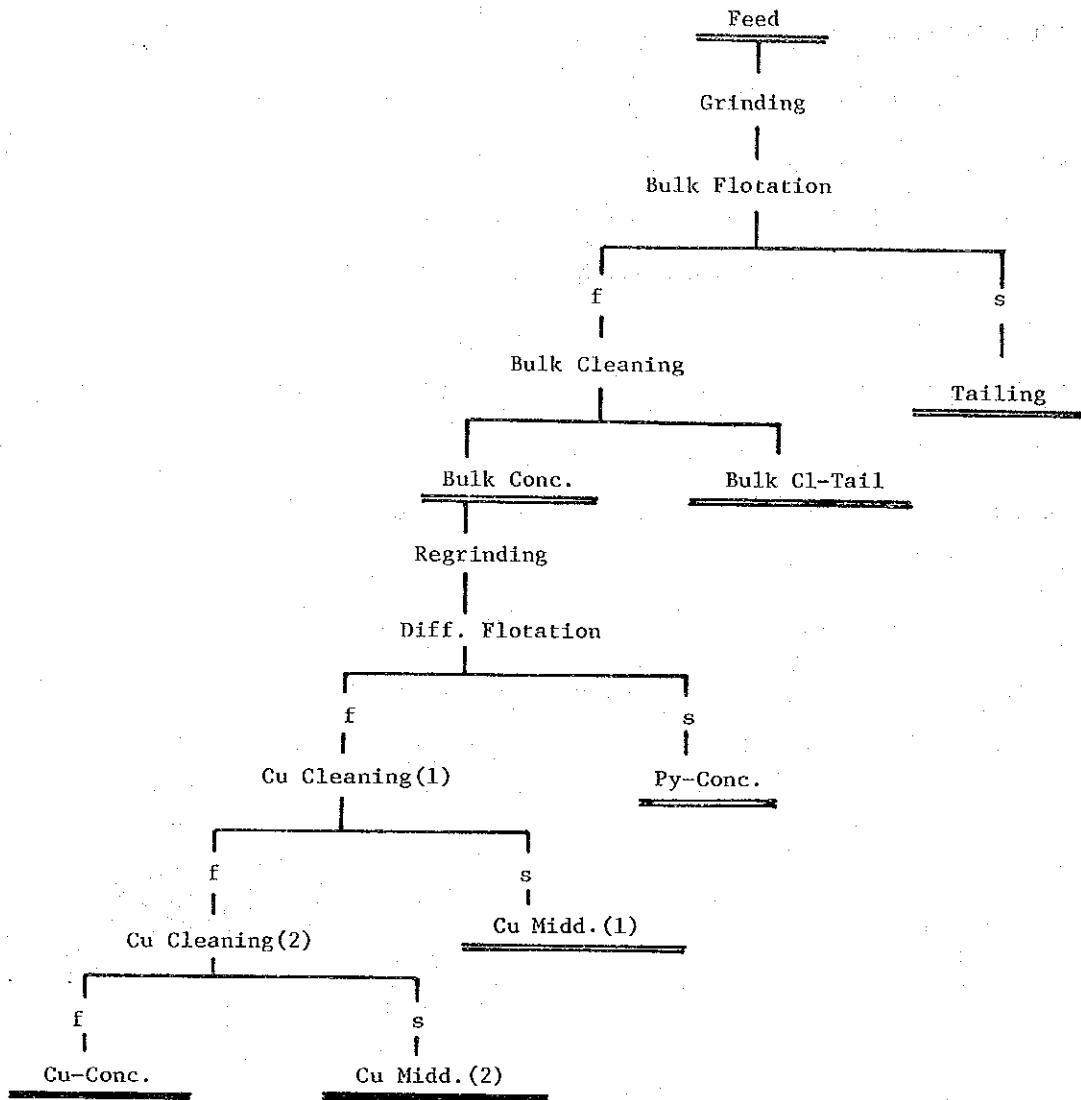


Table 25 Test Condition (Test 9)

	Bulk Fl.	Bulk Cl.	Diff. Fl.	Cu Cl. (1)	Cu Cl. (2)	Total
Test Feed	Mill Feed (800g)					
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM			
Grinding Time (min)	10		5			
Size -200 mesh (%)	50					
Flotation Time (min)	15	5	10	5	5	
Pulp Density (%)	40	27	27	12	11	
Pulp pH	7.7	-	12.3	12.1	12	
Reagent (g/T)						
Lime	-	-	880	130	-	1010
Mixed Xanthate	25	3	-	-	-	28
Z-200	5	3	5	2		15
DF-250	15	-	3	-	-	18

Fig 7 Test Flowsheet (Test 10,11)

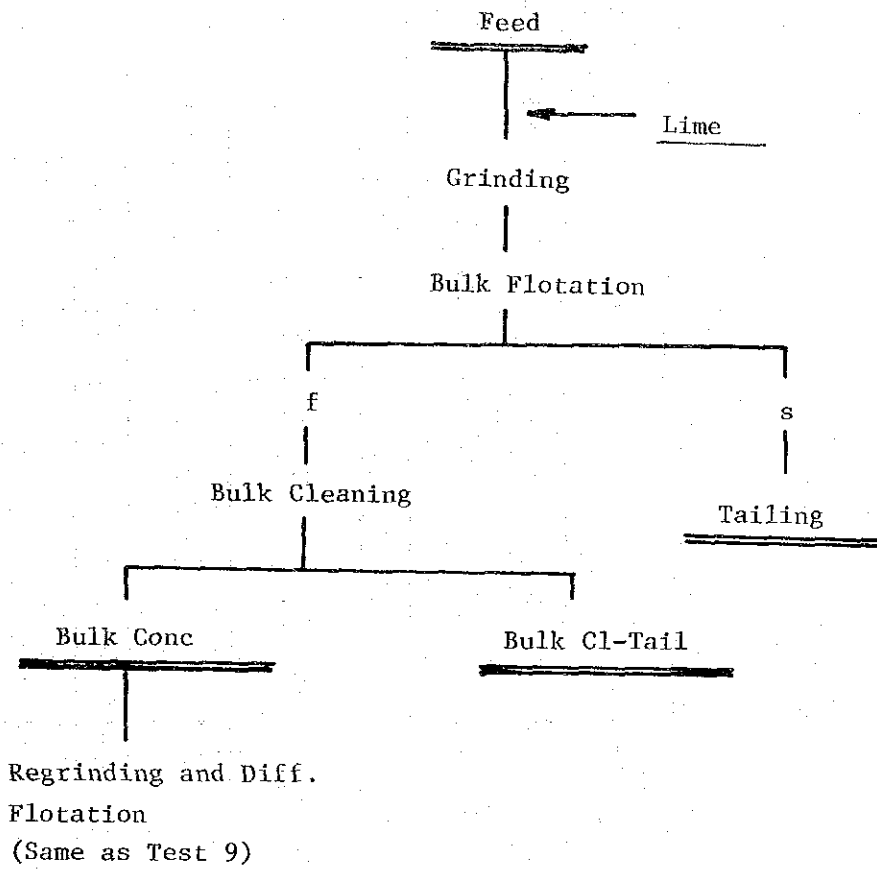


Table 26 Metallurgical Result (Test 9)

Product	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
Feed	100.00	1.87	7.57	100.00	100.00
(1) Cu-Conc	5.61	30.70	34.30	91.62	25.41
(2) Cu-Midd (2)	0.50	6.06	32.40	1.61	2.14
(3) Cu-Midd (1)	1.02	1.52	33.11	0.82	4.46
(4) Py-Conc	11.10	0.099	43.41	0.59	63.64
(5) Bulk Cl-Tail	1.51	0.66	3.22	0.53	0.64
(6) Tailing	80.26	0.113	0.35	4.83	3.71
(1)+(2)	6.11	28.68	34.08	93.23	27.55
(1)+(2)+(3)	7.03	25.15	31.98	94.05	29.69
(1)+(2)+(3)+(4)	18.23	9.76	39.73	94.64	95.65
(5)+(6)	81.77	0.123	0.40	5.36	4.35

Table 27 Screen Analysis of Tailing (Test 9)

Size (micron)	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
210	7.3	0.19	0.51	12.9	10.6
149	9.7	0.14	0.42	12.8	11.6
105	23.0	0.12	0.40	25.9	26.2
74	13.9	0.090	0.31	11.7	12.3
-74	46.1	0.085	0.30	36.7	39.3
Total	100.0	0.107	0.35	100.0	100.0

Table 28 Test Condition (Test 10)

	Bulk Fl.	Bulk Cl.	Diff. Fl.	Cu Cl. (1)	Cu Cl. (2)	Total
Test Feed	Mill Feed (800g)					
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM			
Grinding Time (min)	10		4			
Size -200 mesh (%)	50					
Flotation Time (min)	15	5	10	5	5	
Pulp Density (%)	40					
Pulp pH	12.9-11.7	-	12.3	12	12	
Reagent (g/T)						
Lime	1500	-	780	130		2410
Mixed Xanthate	25	3	-	-	-	28
Z-200	5	3	5	2	-	15
DF-250	15	-	3	-	-	18

Table 29 Test Condition (Test 11)

	Bulk Fl.	Bulk Cl.	Diff. Fl.	Cu Cl. (1)	Cu Cl. (2)	Total
Test Feed	Mill Feed (800g)					
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM			
Grinding Time (min)	10		3			
Size -200 mesh (%)	50					
Flotation Time (min)	15	5	10	5	5	
Pulp Density (%)	40					
Pulp pH	12.3-12.0	-	12.4	12	12	
Reagent (g/T)						
Lime	2000	-	630	180		2810
Mixed Xanthate	25	3	-	-	-	28
Z-200	5	3	5	2	-	15
DF-250	15	-	3	-	-	18

Table 30 Metallurgical Result (Test 10)

Product	Wt %	Assay %			Co/PyS Ratio	Dist'n %		
		Cu	S	Co		Cu	S	Co
Feed	100.00	1.91	7.85	0.21	3.5×10^{-2}	100.00	100.00	100.00
(1) Cu-Conc	5.60	31.14	33.97	0.06	2.4×10^{-2}	91.10	24.24	1.58
(2) Cu-Midd (2)	0.38	8.07	28.62	0.55	2.7×10^{-2}	1.60	1.38	0.99
(3) Cu-Midd (1)	0.69	3.18	30.04	0.79	2.9×10^{-2}	1.15	2.64	2.57
(4) Py-Conc	7.30	0.18	41.52	1.43	3.5×10^{-2}	0.69	38.62	49.22
(5) Bulk Cl-Tail	1.38	0.83	3.70	0.14	4.9×10^{-2}	0.60	0.65	0.91
(6) Tailing	84.65	0.110	3.01	0.112	3.9×10^{-2}	4.86	32.47	44.73
Sulfide (*10) in Tailing	5.45	0.37	41.25	1.45	3.5×10^{-2}	1.08	29.27	37.26
Gangue (*10) in Tailing	79.20	0.089	0.31	0.02	9.1×10^{-2}	3.78	3.20	7.47
(1)+(2)	5.98	29.67	33.63	0.09	2.5×10^{-2}	92.70	25.62	2.57
(1)+(2)+(3)	6.67	26.93	33.26	0.16	2.6×10^{-2}	93.85	28.26	5.14
(1)+(2)+(3)+(4)	13.97	12.95	37.58	0.83	3.4×10^{-2}	94.54	66.88	54.36
(5)+(6)	86.03	0.122	3.02	0.113	3.9×10^{-2}	5.46	33.12	45.64

*10 Sulfide in Tailing, Gangue in Tailing : Sulfide froth and sinks obtained by refloating the tailing with H_2SO_4 and xanthate after flotation test.

Table 31 Metallurgical Result (Test 11)

Product	Wt %	Assay %		Distribution	
		Cu	S	Cu	S
Feed	100.00	1.88	7.65	100.00	100.00
(1) Cu-Conc	5.40	31.35	33.81	90.08	23.87
(2) Cu-Midd (2)	0.38	10.88	28.47	2.20	1.42
(3) Cu-Midd (1)	0.50	4.47	26.20	1.19	1.71
(4) Py-Conc	3.83	0.31	30.90	0.63	15.47
(5) Bulk- Cl-Tail	1.38	1.04	5.82	0.76	1.05
(6) Tailing	88.51	0.109	4.88	5.14	56.48
(1)+(2)	5.78	30.00	33.46	92.28	25.29
(1)+(2)+(3)	6.28	27.97	32.88	93.47	27.00
(1)+(2)+(3)+(4)	10.11	17.49	32.13	94.10	42.47
(5)+(6)	89.89	0.123	4.89	5.90	57.53

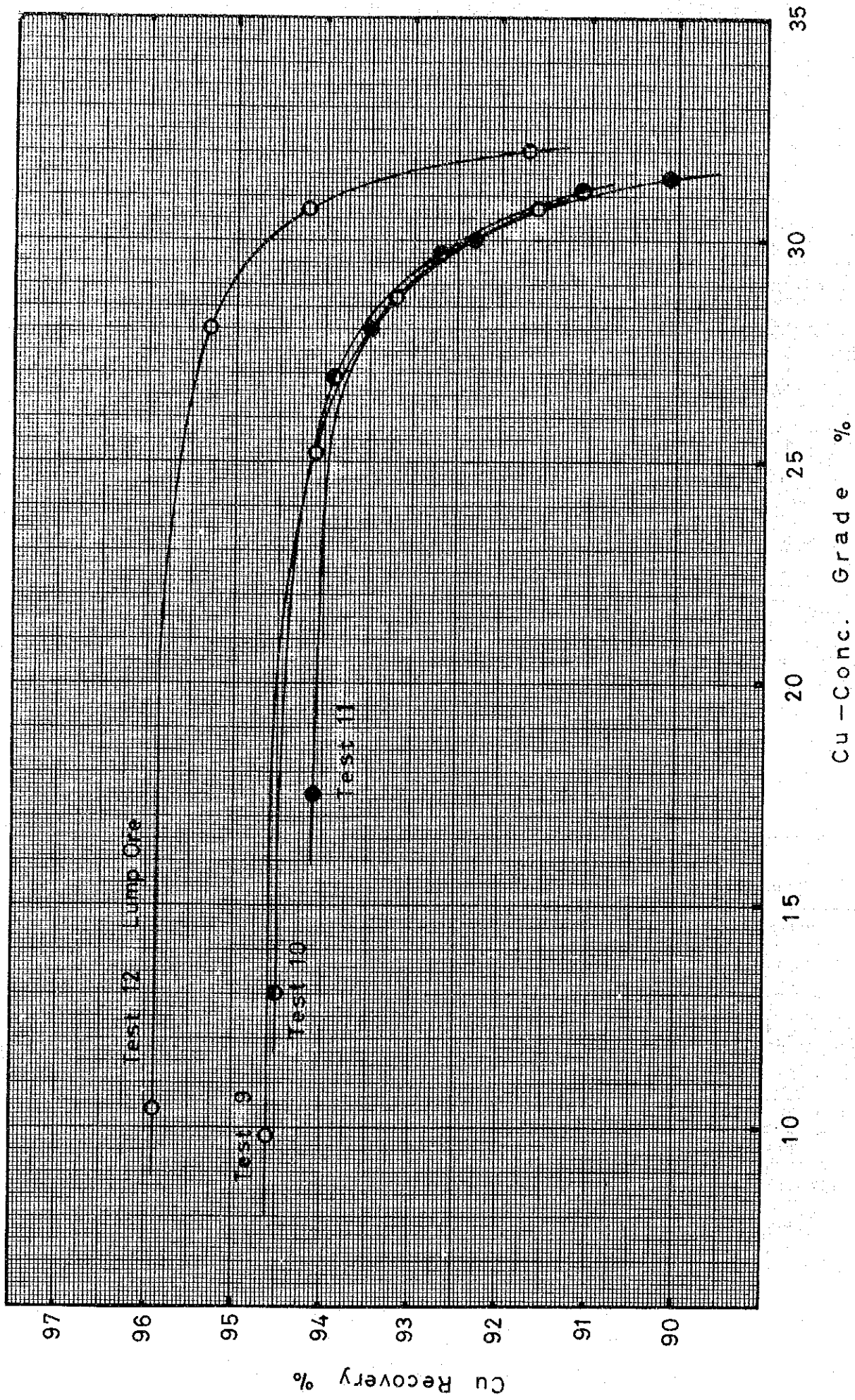
Table 32 Test Condition (Test 12)

Circuit	Bulk Fl.	Bulk Cl.	Diff. Fl.	Cu Cl. (1)	Cu Cl. (2)	Total
Test Feed	Lump Ore (800g)					
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM			
Grinding Time (min)	15		4			
Size -200 mesh (%)	50					
Flotation Time (min)	8	5	10	5	5	
Pulp Density (%)	40					
Pulp pH	8.5	-	-	-	-	
Reagent						
Lime	-	-	880	130	-	1010
Mixed Xanthate	25	3	-	-	-	28
Z-200	5	3	5	2	-	15
DF-250	15	-	3	-	-	18

Table 33 Metallurgical Result (Test 12)

Product	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
Feed	100.00	1.88	7.93	100.00	100.00
(1) Cu-Conc	5.39	32.00	34.52	91.66	23.47
(2) Cu-Midd (2)	0.38	12.60	33.90	2.55	1.62
(3) Cu-Midd (1)	0.63	3.28	36.72	1.10	2.92
(4) Py-Conc	10.90	0.102	47.03	0.59	64.67
(5) Bulk Cu-Tail	1.63	0.44	7.16	0.38	1.47
(6) Tailing	81.07	0.086	0.57	3.72	5.85
(1)+(2)	5.77	30.72	34.48	94.21	25.09
(1)+(2)+(3)	6.40	28.02	34.70	95.31	28.01
(1)+(2)+(3)+(4)	17.30	10.37	42.47	95.90	92.68
(5)+(6)	82.70	0.093	0.70	4.10	7.32

Fig. 8 Cu Recovery as a function of Cu-Conc Grade —(1)



(考 察)

Test 9, 10, 11 (バルク浮選における石灰添加量が、それぞれ0, 1.5, 2.0 kg/T)の尾鉱品位を見ると、Sについては、0.35%から4.8%へ上昇しているが、Cuについては、大体0.11%であって変化が見られない。強いていうと、石灰添加量が増すと、僅かに低下するのが見られる。この結果は、Test 1~8で得られた結果と同様である。

優先浮選においては、いずれの試験も、2回のクリーニングで30% Cuを超える銅精鉱が得られている。この鉱石は、非常に容易にCu品位が上昇する。即ち、chalcopyriteとpyriteの分離が容易であることがわかる。

当然のことであるが、バルク浮選における石灰添加量が増すと、バルク精鉱のCu品位が上がり、同時に優先浮選は容易となる。

総合的な選鉱成績について言うと、Fig 8に見るように、いずれの試験も、殆んど同程度のCu分離成績が得られた。即ち、28.5 Cuの品位の銅精鉱が実収率93.3% Cu程度で得られた。

この値は、操業実収率(92.5%程度)とくらべると、僅か高いが、操業では、ミルフィールドの他に、水洗スライムを加えて処理している点を考慮すると、試験の結果は妥当な数値と言える。

このように、バルク浮選での石灰添加量を変えても、Cu分離成績に変化はないが、pyriteの完全回収を図るのであれば、石灰を添加しない方法を採る事が望ましい。石灰を添加しない方法では、優先浮選の鉱量の増加とそれに伴う再摩鉱コストの上昇などの不利があるが、石灰使用量が減少する有利さがある。

Test 9の尾鉱についての篩分分析の結果を見ると、粗い部分でCu品位が高いことが知られる。これらの篩産物を顕微鏡下で観察したところ、+105 micron以上の粒分に含有されるCuは、殆んど全部が脈石との片刃であり、それより小さい粒分でも単体のCuは比較的少なかった。また、これらの片刃中のCu粒子は細いため、多少の摩鉱強化では単体分離しないと考えられた。したがって、尾鉱品位を現状以下に下げるには、片刃状のCu粒子を回収することを意図するべきである。

次に、硫化鉄精鉱のCu品位を見ると、石灰添加量の増加に従って、0.099%から0.31%へと上昇している。しかし、そのCu分布率では、いずれも0.6%程度を示し、

変化がなかった。

Test 11の硫化鉄精鉱を顕微鏡下で観察したところ、含有されるCu分のうち、約30%が単体粒子、約70%が片刃粒子であり、その片刃粒子は殆んどが脈石との片刃であった。この点からも、chalcopyriteと脈石の結合は、一部に密なところがあるが、chalcopyriteとpyriteの分離は非常に良好であることがわかる。また、同時に、(バルク浮選で)石灰添加量を増すと、硫化鉄精鉱のCu品位が上昇し、かつ、そのCu分布率は変化しない理由も納得される。

コバルトの浮選挙動をしらべるため、Test 10の全部の産物についてコバルトを分析した。その結果、特にコバルトが濃縮される箇所は見られなかった。各産物のCo/Py-S ratioをとって見ると、若干の差異は見られるが、 3×10^{-2} 程度であった。バルク精選沈鉱と尾鉱中の脈石は、この値が少し高く、銅精鉱とCu精選沈鉱では少し低くなった。この原因は、脈石中のコバルトの含有や、pyrite以外のコバルト鉱物及びpyrrhotiteの挙動に起因すると考えられる。しかし、これらの量は少なく、コバルト分布率に与える影響は小さい。

また、硫化鉄精鉱と、尾鉱中の硫化物のCo/Py-S ratioを見ると、 3.5×10^{-2} であり、全く同一の値を示した。

いずれにしても、大部分のコバルトはpyriteと同一の挙動をすることが確かめられた。

Test 12は、ランプオーを用いた試験であるが、Cu品位28.5%で、実収率約95%が得られている。この実収率は、ミルフィードのそれと較べて、約2%高い値となっている。

7. 片刃鉞の繰返しによるバルク浮選の影響

実作業では、バルク片刃を再摩鉞後、バルク浮選給鉞へ繰返している。この影響をしらべる簡単な試験を行なった。

試験のフローシート、条件及び結果を Fig 9, Table 3 4, 3 5 に示す。

(考 察)

新給鉞を浮選した第1回の尾鉞品位が、0.110% Cu であり、片刃鉞を加えた第2回のそれが0.116% Cu となった。

片刃鉞の繰返しによって、尾鉞品位に与えた影響は僅かであった。

Fig 9 Test Flowsheet (Test 13)

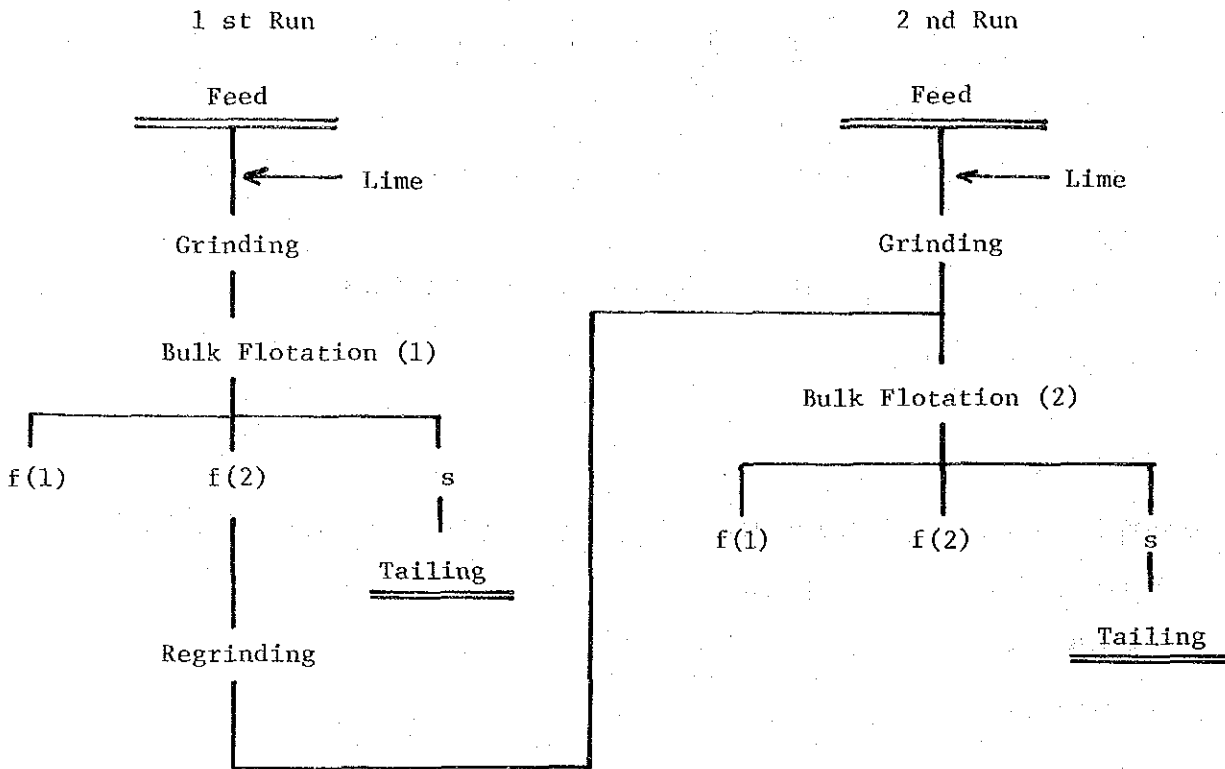


Table 34 Test Condition (Test 13)

Circuit	Bulk Fl. (1) and (2)		f(2)	Total
	f(1)	f(2)	Regrinding	
Test Feed	Mill Feed (800g)			
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM	
Grinding Time (min)	11		3	
Size -200 mesh (%)	50			
Flotation Time (min)	5	10		15
Pulp Density (%)	40			
Pulp pH	12.0	11.7		
Reagent (G/T)				
Lime	1500			1500
Mixed Xanthate	10	15		25
Z-200	5	-		5
DF-250	10	5		15

Table 35 Metallurgical Result (Test 13)

Product	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
Feed	200.00	1.84	7.58	200.00	200.00
1 st Run f(1)	8.17	20.25	30.20	89.96	32.55
" Tailing	82.72	0.110	2.02	4.95	22.05
2 nd Run f(1)	8.67	20.31	28.94	95.75	33.10
" Tailing	93.09	0.116	6.00	5.87	73.70
" f(2)	7.35	0.87	39.80	3.47	38.60

8. 浮選成績の改善

これまでの試験結果から浮選成績を改善する為には、尾鉱へ逃げているCuと脈石の片刃を回収するべきであることがわかった。

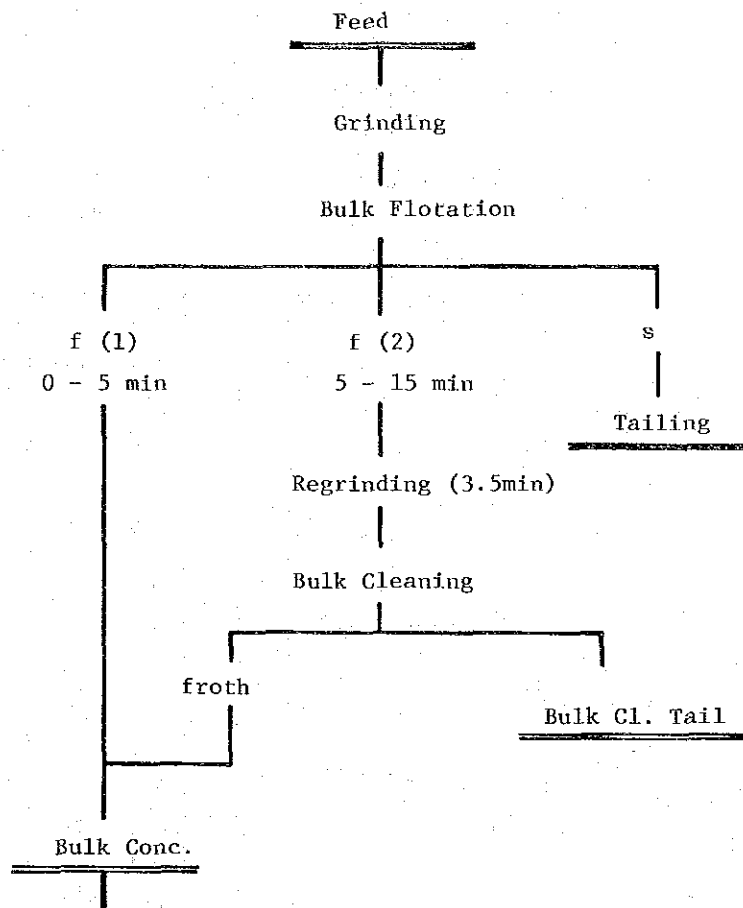
この目的のため、いくつかの検討を行なったが、そのうち、ケロシンの使用が有効であることがわかった。

そこで、この方法で総合試験を行なって、これ迄の試験結果と比較することとした。

試験は2回実施しており、この2回の試験は、再摩鉱時間とバルククリーニング回数が少し異なっているが、基本的には、同じ方法で行なった試験である。

これらの試験のフローシート、試験条件、試験結果及び試験結果から、精鉱品位と実収率の関係をグラフで表わしたものを以下に示す。なお、このグラフには、比較のためTest 9の結果も再掲した。

Fig 10 Test Flowsheet (Test 14)



Regrinding and
Diff. Flotation
(Same as Test 9, 3 time cleanings performed)

Table 36 Test Condition (Test 14)

	Bulk f(1)	Bulk f(2)	Bulk Cleaning	Total (Bulk)
Test Feed	Mill Feed (800g)			
Grinding mill	8"x9" RM		6"x7" RM	
Grinding Time (min)	10		3.5	
Size -200 mesh(%)	50			
Flotation Time (min)	5	10	5	
Pulp Density (%)	40			
Pulp pH	7.7			
Reagent (g/T)				
Lime	-	-	-	-
Mixed Xanthate	10	20	-	30
Z-200	5	-	2	7
DF-250	10	20	2	22
Kerosene	-	200	-	200

Table 37 Metallurgical Result (Test 14)

Product	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
Feed	100.00	1.85	7.37	100.00	100.00
(1) Cu-Conc.	5.90	29.46	34.35	93.86	27.49
(2) Cu-Mid (3)	1.00	2.31	42.23	1.25	5.73
(3) Cu-Mid (2)	0.94	0.92	41.05	0.46	5.23
(4) Cu-Mid (1)	1.13	0.39	33.20	0.24	5.09
(5) Py-Conc.	9.66	0.082	40.42	0.43	52.97
(6) Bulk Cl-Tail	4.52	0.28	2.12	0.69	1.30
(7) Tailing	76.85	0.074	0.21	3.07	2.19
(1)+(2)	6.90	25.53	35.49	95.11	33.22
(1)+(2)+(3)	7.84	22.58	36.16	95.57	38.45
(1)+(2)+(3)+(4)	8.97	19.78	35.79	95.81	43.54
(1)+(2)+(3)+(4)+(5)	18.63	9.57	38.19	96.24	96.51
(6)+(7)	81.37	0.085	0.32	3.76	3.49

Fig 11 Test Flowsheet (Test 15)

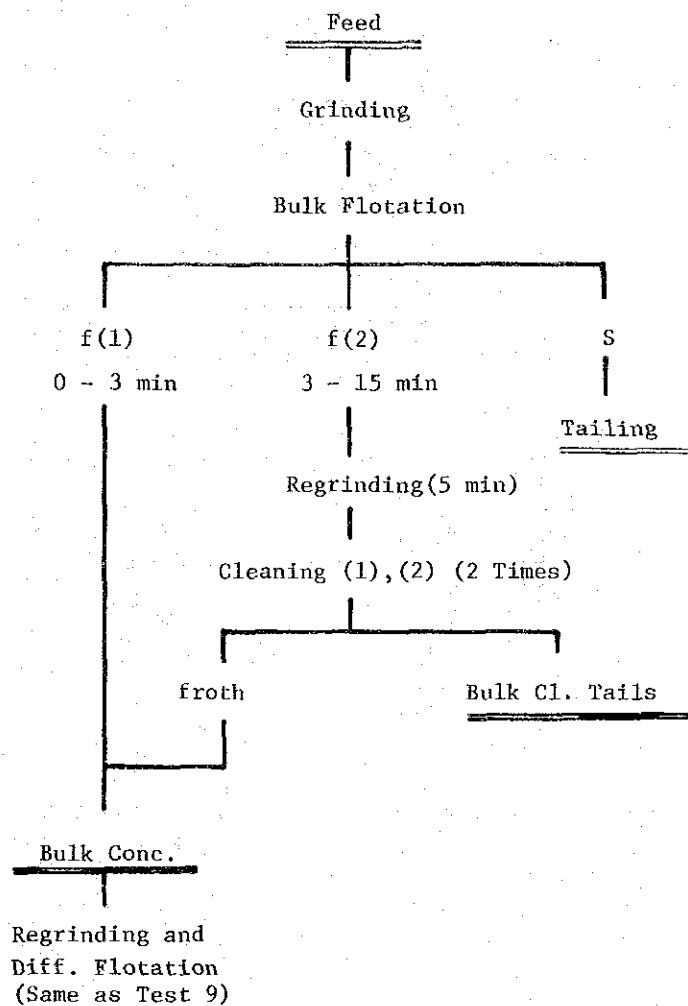


Table 38 Test Condition (Test 15)

	Bulk f(1)	Bulk f(2)	Cleaning (1)	Cleaning (2)	Total (Bulk)
Test Feed	Mill Feed (800g)				
Grinding Mill	8"x9" RM		6"x7" RM		
Grinding Time (min)	10		5		
Size -200 mesh (%)	50				
Flotation Time (min)	3	12	5	5	
Pulp Density (%)	40				
Pulp pH	7.7				
Reagent (g/T)					
Lime	-	-	-	-	-
Mixed Xanthate	10	20	2	-	32
Z-200	5	-	2	-	7
DF-250	10	20	2	-	32
Kerosene	-	240	-	-	240

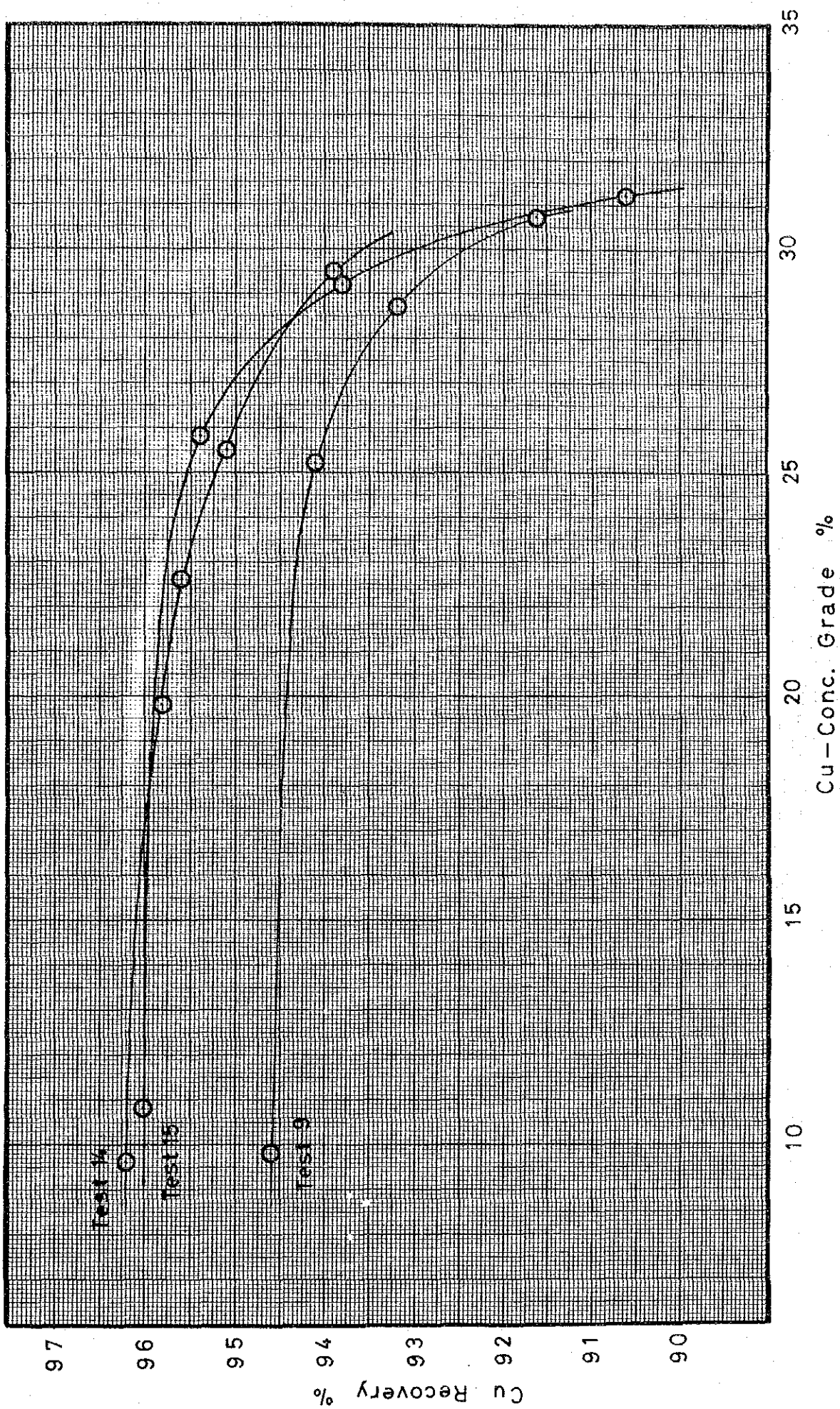
Table 39 Metallurgical Result (Test 15)

Product	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
Feed	100.00	1.86	7.35	100.00	100.00
(1) Cu-Conc.	5.40	31.23	33.92	90.62	24.90
(2) Cu-Mid (2)	0.57	10.30	34.25	3.15	2.65
(3) Cu-Mid (1)	0.92	3.30	36.90	1.63	4.59
(4) Py-Conc.	9.80	0.12	47.82	0.63	63.72
(5) Bulk Cl-Tail	6.11	0.26	2.30	0.86	1.93
(6) Tailing	77.20	0.075	0.21	3.11	2.21
(1)+(2)	5.97	29.23	33.95	93.77	27.55
(1)+(2)+(3)	6.89	25.76	34.32	95.40	32.14
(1)+(2)+(3)+(4)	16.63	10.75	42.39	96.03	95.86
(5)+(6)	83.37	0.089	0.36	3.97	4.14

Table 40 Screen Analysis of Tailing (Test 15)

Size (micron)	Wt %	Assay %		Distribution %	
		Cu	S	Cu	S
210	6.1	0.100	0.35	8.8	9.7
149	9.7	0.097	0.23	12.5	10.2
105	22.0	0.084	0.22	24.6	22.0
74	14.6	0.080	0.19	15.5	12.6
-74	47.6	0.061	0.21	38.6	45.5
Total	100.0	0.075	0.22	100.0	100.0

Fig. 12 Cu Recovery as a function of Cu-Conc. Grade —(2)



(考 察)

2回の試験の尾鉱品位を見ると、Test 14で0.074% Cu，Test 15で0.075%である。従来の方法によるTest 9～11の尾鉱品位0.11%にくらべて、相当低い値となった。

Fig 12を見ると、2回の試験結果は大體合致し、銅精鉱品位28.5% Cuの時、実収率は94.3%となった。

この実収率は、Test 9～11の実収率にくらべて、約1%改善された。

Test 14では、バルクフロス(2)の再摩鉱時間を3.5分とし、かつ、バルククリーニングを1回としている。その結果、硫化鉄精鉱のS品位は、40%程度と低くなった。

Test 15では、再摩鉱時間を5分とし、バルククリーニング回数を2回に、それぞれ増加した結果、S品位47%の硫化鉄精鉱を得た。

鉱山では、現在のところ、硫化鉄精鉱のS品位は管理していないが、硫化鉄精鉱を利用する場合には、そのS品位が高い方が望ましいと考えられる。

このように、試験の方法を実行する場合には、バルク片刃の再摩鉱とその後のクリーニングに留意する必要がある。

Test 14では、3回のCuクリーニングを与えて、約30% Cuの精鉱を得たが、実際には、Test 15の如く2回のクリーニングで充分と考えられる。

また、試験者の観察では、捕収剤や浮選時間をさらに増加させれば、尾鉱品位はさらに低下すると思われた。

Table 40にTest 15の尾鉱の篩分分析を示した。この結果を、Table 27に示すTest 9の尾鉱の篩分分析結果と比較すると、特に粗い粒分のCu品位が下がっていることが明らかである。



JICA